



UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL

Escola de Engenharia

Departamento de Engenharia de Minas

– Projeto de Diplomação –
Estudo de Pré-viabilidade de um Depósito de Fosfato

Jaqueline Luiza Mohr

Mauricio Pinto Scussiatto

Rafael Bugs Antocheviz

Porto Alegre, 3 de julho de 2015

Sumário

1	Introdução	10
2	Análise do Banco de dados	11
2.1	Malha de sondagem.....	12
2.2	Comprimento das amostras.....	12
2.3	Geologia	13
2.4	Análise dos teores de P ₂ O ₅ Apatítico e CaO	14
3	Definição do Arcabouço Geológico e Localização.....	16
4	Modelamento geológico	19
4.1	Interpretação e desenho das seções geológicas.....	20
4.2	Junção das seções geológicas.....	21
4.3	Cálculo dos volumes dos sólidos	23
5	Análise exploratória dos dados	23
5.1	Estatística básica das variáveis em estudo.....	24
5.2	Análise do agrupamento preferencial de amostras.....	27
6	Definição de Dimensão de Blocos.....	28
7	Análise de Continuidade Espacial.....	29
7.1	Variografia	29
7.2	Parâmetros de Variografia	29
8	Estimativa.....	33
8.1	Desagrupamento.....	33
8.2	Krigagem Ordinária	34
8.3	Validação Visual e Estatística da Estimativa.....	35
8.4	Análise de Deriva.....	38
9	Classificação de Recursos.....	41
9.1	Quantificação de Recursos.....	42
9.2	Curva de Parametrização	43
10	Planejamento de Lavra.....	44
11	Definições globais.....	44
11.1	Caracterização geológica.....	44
11.2	Clima da região.....	46
11.3	Parâmetros geomecânicos.....	49
12	Análise cinemática.....	54
13	Estabilidade de taludes	55

13.1	Estabilidade Local.....	57
13.2	Estabilidade Global.....	62
14	Design de cava.....	66
14.1	Análise econômica	66
14.2	Recursos	71
14.3	Cava ótima.....	73
14.4	Regime de trabalho	75
14.5	Extração.....	75
14.6	Projeto dos acessos.....	76
14.7	Cava operacional	79
14.8	Relação Estéril/Minério.....	84
14.9	Produção	84
15	Dimensionamento de frota	85
15.1	Retroescavadeira.....	85
15.2	Caminhão	88
15.3	Equipamentos auxiliares	93
16	Sequenciamento	98
17	Beneficiamento de minério.....	101
17.1	Britagem	104
17.2	Moagem	105
17.3	Classificação	106
17.4	Flotação de grossos.....	106
17.5	Flotação de finos	107
18	Reaproveitamento da água.....	108
19	Avaliação econômica.....	108
19.1	Estudo de mercado	109
19.2	Estimativa de custos.....	110
20	Meio ambiente.....	116
20.1	Abertura da mina	117
20.2	Monitoramento.....	117
20.3	Pilhas	118
20.4	Barragem de rejeitos.....	118
20.5	Fechamento de mina.....	119
21	Conclusão	119

22 Bibliografia 120

Índice de Figuras

Figura 1 - Vista em planta da boca dos furos de sondagem plotados no Surfer.	12
Figura 2 - Histograma do comprimento das amostras.....	12
Figura 3 - Percentuais de amostras sem análise de teor.	14
Figura 4 - Gráficos de probabilidade acumulada dos teores de P ₂ O ₅ Apatítico e CaO.	15
Figura 5 - Análise de contato entre as tipologias Oxidadas e Micáceas de Topo e Base.....	15
Figura 6 - Análise de contato entre as tipologias Micáceas de Topo e Base e Sílico-carbonatada.	16
Figura 7 - Localização do município de Catalão e dos depósitos de Catalão I e II.	17
Figura 8 - Perfis intempéricos do depósito de Catalão I e respectivas assinaturas químicas.	18
Figura 9 - Seção dos furos de sondagem com legenda de tipologia.	19
Figura 10 - Seção dos furos com desenho das seções e <i>labels</i> ao lado das amostras.	20
Figura 11 - Sólidos de minério compreendidos nas tipologias Oxidada e Micácea Oxidada (OXMOX).	21
Figura 12 - Sólidos de minério compreendidos nas tipologias Micácea de Topo e de Base (MTMB).	22
Figura 13 - Sólidos de minério compreendidos na tipologia Silico-carbonatada (SIC).	22
Figura 14 – Histogramas dos teores de P ₂ O ₅ Apatítico, CaO e SiO ₂ no domínio OXMOX.....	24
Figura 15 - Histogramas dos teores de P ₂ O ₅ Apatítico, CaO e SiO ₂ no domínio MTMB.	25
Figura 16 - Histogramas dos teores de P ₂ O ₅ Apatítico, CaO e SiO ₂ no domínio SIC.	26
Figura 17 - Aderência dos blocos aos modelos geológicos.	28
Figura 18 - Variograma <i>downhole</i> , N180D60, para verificação do efeito pepita.....	30
Figura 19 - Variograma na direção N135D0, direção de maior continuidade.	31
Figura 20 - Variograma na direção N45D0, direção de continuidade intermediária.	31
Figura 21 - Seção demonstrando como o variograma vertical não encontra pares.....	32
Figura 22 - Histograma dos dados desagrupados para o domínio OXMOX.....	33
Figura 23 - Histograma dos dados desagrupados para o domínio MTMB.....	34
Figura 24 - Modelo de blocos desagrupado. Valores em percentual de P ₂ O ₅ Apatítico.....	35
Figura 25 - Modelo de blocos estimado. Valores em percentual de P ₂ O ₅ Apatítico.....	36
Figura 26 - Histogramas do modelo de blocos OXMOX estimado (esquerda) e desagrupados (direita).....	36
Figura 27 - Histogramas do modelo de blocos estimado (esquerda) e desagrupados (direita) no domínio MTMB.	37
Figura 28 - Análise de deriva do domínio OXMOX na direção E-W.	38
Figura 29 - Análise de deriva do domínio OXMOX na direção N-S.	39
Figura 30 - Análise de deriva do domínio OXMOX na direção vertical 39	39
Figura 31 - Análise de deriva do domínio MTMB na direção E-W.	40
Figura 32 - Análise de deriva do domínio MTMB na direção N-S.	40
Figura 33 - Análise de deriva do domínio MTMB na direção vertical.	41
Figura 34 - Percentuais de blocos medidos, indicados e inferidos para os dois domínios geológicos.....	42
Figura 35 - Curva de parametrização do modelo de blocos dos dois domínios.	43
Figura 36 – Litologias presentes do depósito.....	45
Figura 37 - Localização do depósito.	45

Figura 38 – Gráfico da variação climática na região alocada.	47
Figura 39 – Mapa da média pluviométrica anual total no estado de Goiás (1974 - 2008).	47
Figura 40 - Mapa da média pluviométrica total do período seco no estado de Goiás (1974 - 2008).	48
Figura 41 - Mapa da média pluviométrica total do período úmido no estado de Goiás (1974 - 2008).	48
Figura 42 - Estimativa do GSI para maciços rochosos fraturados – Minério.	49
Figura 43 - Estimativa do GSI para maciços rochosos heterogêneo – Minério.	50
Figura 44 - Estimativa do GSI para maciços rochosos fraturados – Estéril.	50
Figura 45 - Estimativa do GSI para maciços rochosos heterogêneo – Estéril.	51
Figura 46 - Relação entre estereograma das descontinuidades e talude para cada tipo de escorregamento (planar, cunha e tombamento, respectivamente).	54
Figura 47- Análise cinemática para ruptura planar – Setor SW (55/235).	55
Figura 48 - Geometria típica de cava para mina a céu-aberto e suas respectivas nomenclaturas.	56
Figura 49 - Efeito escala dos blocos formados pelas descontinuidades para a análise de estabilidade de taludes em rocha.	56
Figura 50 - Parâmetros considerados no escorregamento planar.	58
Figura 51 - Geometria e estereograma para o cálculo de estabilidade de talude com escorregamento de uma cunha. (a) vista de frente da cunha e os ângulos entre as fraturas; (b) estereograma representando o talude e as fraturas e os respectivos ângulos; (c) seção v.	59
Figura 52- Relação geométrica e de esforços para a situação de tombamento.	61
Figura 53 - Talude local analisado no software Phase2 v.8.0.	62
Figura 54 - Exemplo das fatias de material acima da superfície de deslocamento para o método Bishop e Janbu.	63
Figura 55 - Seções para análise de estabilidade dos taludes globais.	63
Figura 56- Seção de menor fator de segurança para o maciço analisada no software Slide v.6.0.	64
Figura 57 - Seção de menor fator de segurança para a cobertura analisada no software Slide v.6.0.	65
Figura 58- Talude global analisado no software Phase2 v.8.0.	65
Figura 59 - Preço do concentrado de rocha apatítica no Brasil.	66
Figura 60 - Preço do fosfato praticado no mercado internacional.	67
Figura 61- Curva de parametrização dos recursos Medidos e Indicados.	72
Figura 62 - NPV x Massa de minério x REM.	73
Figura 63 - Cava ótima.	74
Figura 64 - Ábaco para determinação do tipo de extração do minério.	75
Figura 65 - Design escolhido para os acessos da mina.	77
Figura 66 - Elementos que compõem a cava.	79
Figura 67 - Vista em perspectiva da cava operacional.	80
Figura 68 - Curva de parametrização da cava operacional.	81
Figura 69 - Aderência cava ótima x cava operacional – Seções East/West.	82
Figura 70 - Aderência cava ótima x cava operacional – Seções North/South.	83
Figura 71 - Caterpillar 349D.	87
Figura 72 - Caterpillar 349D.	87

Figura 73 - Ábaco para determinar o tempo de transporte carregado e descarregado – Minério.	89
Figura 74 - Ábaco para determinar o tempo de transporte carregado e descarregado – Estéril.	90
Figura 75 - Caterpillar 725C.	92
Figura 76 – Caterpillar 777D.	92
Figura 77- Caterpillar 930K.	93
Figura 78 - 990K.	94
Figura 79 - Bulldozer Caterpillar 990K.	94
Figura 80 – Caterpillar 24M.	95
Figura 81 - Caminhão comboio.	95
Figura 82 - Caminhão pipa.	96
Figura 83 - Caminhão para serviço mecânico.	96
Figura 84 - Toyota Hilux.	97
Figura 85 - Evolução da cava no ano 1.	98
Figura 86 - Evolução da cava no ano 3.	98
Figura 87 - Evolução da cava no ano 6.	99
Figura 88 - Evolução da cava no ano 9.	99
Figura 89 - Evolução da cava no ano 12.	99
Figura 90 - Evolução da cava no ano 15.	100
Figura 91 - Evolução da cava no ano 17.	100
Figura 92 - Localização da usina e da barragem de rejeitos.	102
Figura 93 - Fluxograma do processo de beneficiamento do minério.	103
Figura 94 - Fluxograma do processo de britagem.	104
Figura 95 - Fluxograma do processo de moagem.	105
Figura 96 - Fluxograma do processo de classificação	106
Figura 97 - Fluxograma do processo de flotação de grossos	107
Figura 98 - Fluxograma do processo de flotação de finos	108
Figura 99 - Valor de venda do mineral apatítico no Brasil	109
Figura 100 - Valor de venda do mineral apatítico no mundo.	110
Figura 101 - Função Benefício	112
Figura 102 - Tempo de payback.	113
Figura 103 - Fluxo de caixa sem a situação de empréstimo.	114
Figura 104 - Fluxo de caixa com a situação de empréstimo.	114
Figura 105 - Figura 105 - Análise de sensibilidade sem empréstimo.	115
Figura 106 - Análise de sensibilidade sem empréstimo.	115
Figura 107 - Análise de idade do NPV	116
Figura 108 - Barragem de rejeitos.	118

Índice de Tabelas

Tabela 1 - Classificação geológica dos testemunhos de sondagem.....	13
Tabela 2 - Definições restritivas de minério por tipologia. <i>Grasso et al (2006)</i>	20
Tabela 3 - Volume e Tonelagem dos Sólidos. Densidade do minério – 2.1 t/m ³ (<i>Ribeiro, 1989</i>).	23
Tabela 4 - Cálculo da diferença entre os modelos para quantificação da aderência.	28
Tabela 5 - Alcances variográficos máximos nas direções principais.	32
Tabela 6 – Estratégias de krigagem testadas para os domínios OXMOX e MTMB.	35
Tabela 7 - Sumário das médias estimadas e desagrupadas.	37
Tabela 8 - Quantificação de recursos do domínio de minério Oxidado e Micáceo Oxidado.....	42
Tabela 9 - Quantificação de recursos do domínio de minério Micáceo de Topo e de Base.....	42
Tabela 10 – Tabela demonstrativa das litologias consideradas para a lavra.	46
Tabela 11 - Parâmetros geomecânicos para o minério.	52
Tabela 12 - Parâmetros geomecânicos para o estéril.	52
Tabela 13 - Parâmetros geomecânicos para as fraturas.	53
Tabela 14 - Risco de ruptura em cada setor.....	54
Tabela 15 - Fator de segurança para ruptura planar.	58
Tabela 16 - Fator de segurança para ruptura em cunha – Setor 55/235.....	59
Tabela 17 - Fator de segurança para ruptura em cunha – Setor 55/310.....	60
Tabela 18 - Fator de segurança para ruptura em cunha – Setor 55/55.....	60
Tabela 19 - Fator de segurança para ruptura em cunha – Setor 55/130.....	60
Tabela 20 - Fator de segurança para ruptura circular – Maciço.	64
Tabela 21 - Fator de segurança para ruptura circular – Cobertura.....	64
Tabela 22- Fator de segurança para tombamento – talude global.....	65
Tabela 23 - Parâmetros obtidos com a análise econômica.....	68
Tabela 24 - Tonelagem dos recursos.....	71
Tabela 25 - Recursos medidos e indicados.	72
Tabela 26 - Toneladas e teores médios – Cava ótima.....	74
Tabela 27 - Parâmetros da cava operacional.	80
Tabela 28- Toneladas e teor médio – Cava operacional.	81
Tabela 29 - Relação estéril/minério – Cava ótima.	84
Tabela 30 - Relação estéril/minério – Cava operacional.....	84
Tabela 31 - Regime produtivo da mina.	84
Tabela 32 - Dados retroescavadeira – Minério.....	87
Tabela 33 - Dados retroescavadeira – Estéril.....	87
Tabela 34- Dimensionamento da frota para a extração do minério.....	91
Tabela 35 - Dimensionamento da frota para a extração do estéril.	91
Tabela 36 - Dados caminhão articulado – Minério.	92
Tabela 37 - Dados caminhão fora de estrada – Estéril.....	92
Tabela 38- Dados pá carregadeira – Minério.....	93
Tabela 39 - Dados pá carregadeira – Estéril.....	94
Tabela 40 - Bulldozer.....	94
Tabela 41 - Motoniveladora.....	95
Tabela 42 - Caminhão comboio.....	95

Tabela 43 - Caminhão pipa.....	96
Tabela 44 - Caminhão para serviço mecânico.....	96
Tabela 45 - Caminhonetes.....	97
Tabela 46 - Custos de investimento	111
Tabela 47 - Custos operacionais.....	111
Tabela 48 - Avaliação econômica	112

1 Introdução

O presente estudo tem por objetivo realizar um estudo de pré-viabilidade técnica e econômica para implantação de uma mina a céu aberto em uma jazida de fosfato, localizada no município de Catalão, Goiás.

No Brasil, cerca de 80% das jazidas fosfatadas naturais são de origem ígnea com presença acentuada de rocha carbonatítica e minerais micáceos com baixo teor de P_2O_5 . Em termos mundiais, esse percentual está em torno de 17%.

Com base em dados de sondagem fornecidos, foram feitas análises que englobam todas as etapas de um estudo pré-viabilidade. Tais etapas podem ser elencadas em modelagem geológica, avaliação geoestatística, planejamento de lavra, beneficiamento mineral, análise econômica e análise ambiental.

Primeiramente foram realizados o modelamento do corpo mineralizado e a determinação das estimativas de recursos, reservas e teores encontrados no depósito em questão. Devido as características únicas do depósito em estudo, foi determinado que a lavra seria realizada pelo método de open pit. Definidos tais parâmetros foi realizado um estudo de planejamento de lavra e beneficiamento mineral. Por fim, foram calculados os investimentos necessários e receitas geradas com a venda do concentrado visando, assim, analisar a viabilidade econômica do projeto. Foi realizada também uma análise ambiental para determinar o procedimento de fechamento e recuperação da área lavrada.

Cabe salientar que não foi informado a localização da etapa de sondagem, o que poderá impactar nas decisões de fatores políticos, climáticos, geológicos e de infraestrutura tomados para concretização desse estudo. Por se tratar de um estudo de pré-viabilidade, no qual a disponibilidade de dados concretos era limitada, visou-se buscar a segurança do empreendimento.

2 Análise do Banco de dados

A parte inicial do projeto consiste em modelar as regiões de interesse da jazida de acordo com características específicas. Essas características são estabelecidas e interpretadas a partir da análise do banco de dados.

O banco de dados consiste de 4 planilhas de Excel correspondentes a um conjunto de 68 furos de sondagem, totalizando 7577 metros de sondagem distribuídos em 1352 amostras. As quatro planilhas fornecidas contêm informações referentes a:

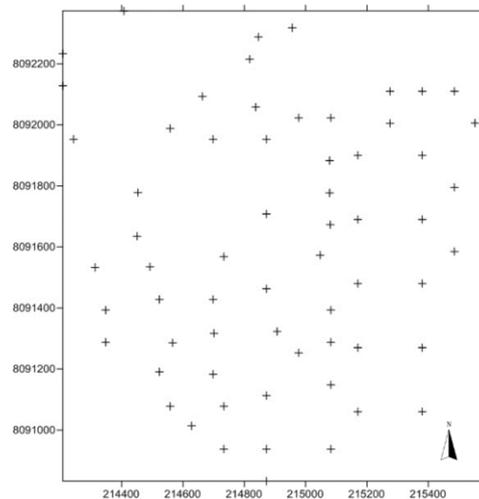
- COLLAR: Coordenadas da boca dos furos de sondagem.
- SURVEY: Azimute, inclinação e comprimento dos furos de sondagem.
- ASSAYS: Percentuais de P₂O₅ Apatítico, P₂O₅ Total, CaO e SiO₂.
- GEOLOGY: Classificação geológica por Intemperismo, Tipologia e Litologia.

Durante a análise inicial constatou-se que os furos LS83 e LS86 não constavam nos arquivos ASSAYS e GEOLOGY. Estes furos foram excluídos e o banco de dados final constou, finalmente, de 66 furos.

2.1 Malha de sondagem

Os dados com as coordenadas dos 66 furos foram inseridos no *software Surfer*. Como mostra a Figura 1, os furos possuem um espaçamento que varia entre 80 e 200m em uma malha relativamente definida com uma área total amostrada de $2.2Km^2$. Todos os 66 furos possuem azimute de 180° e inclinação 60° .

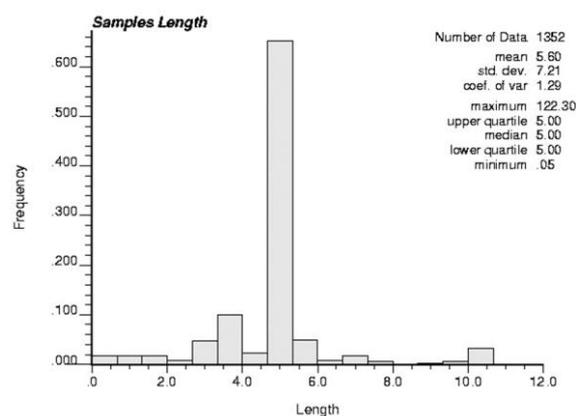
Figura 1 - Vista em planta da boca dos furos de sondagem plotados no Surfer.



2.2 Comprimento das amostras

Uma análise do comprimento das amostras foi feita afim de identificar a necessidade de uma posterior regularização do suporte amostral. A distribuição dos comprimentos é apresentada na Figura 2.

Figura 2 - Histograma do comprimento das amostras.



Os comprimentos adquiridos no histograma acima mostram que aproximadamente 75% das amostras têm entre 4 e 6 metros de comprimento. No entanto, optou-se pela regularização para uma composta de 5 metros. É importante ressaltar que o valor de 122.3 metros consistia de estéril e não foi incorporado pelo modelo geológico.

2.3 Geologia

O banco de dados GEOLOGY consiste da descrição geológica dos testemunhos, a qual se deu por 3 classificações:

- Intemperismo – 5 classes
- Tipologia – 7 classes
- Litologia – 21 classes
-

Tabela 1 - Classificação geológica dos testemunhos de sondagem.

INTEMPERISMO	TIPOLOGIA	LITOLOGIA					
COBERTURA	COBERTURA	SOLO					
		ARGILITO					
		CANGA					
TURFA							
ALOTERITO	OXIDADO	FOSCORITO	FLOGOPTITO	SILEXITO	GRANITOIDES TIPO SERRA NEGRA	HIDROTHERMALITO	CARBONATITO
	MICÁCEO OXIDADO						
	MICÁCEO DE TOPO						
	MICÁCEO DE BASE						
ROCHA ALTERADA	SILICOCARBONATADO						
ROCHA FRESCA	ROCHA FRESCA				CARBONATITO	BEBEDOURITO	

Embora a classificação por litologia contenha 21 classes, apenas 12 delas foram inseridas na tabela acima. As demais 9 classes se tratam de transições entre as 12 litologias principais.

Afim de estabelecer uma metodologia de desenho das seções geológicas para criação de um sólido, fez-se a distribuição das classificações intempéricas e tipológicas de intemperismo por percentual de comprimento amostrado:

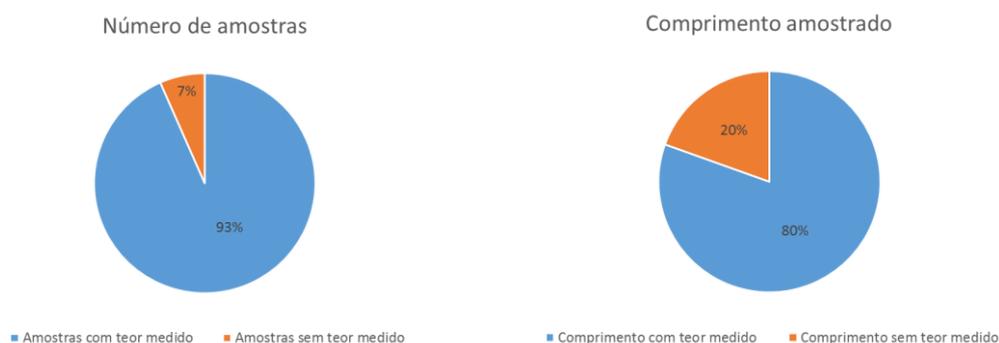
- Intemperismo
 - Aloterito - 7.3%
 - Isalterito - 74.9%
 - Rocha Alterada - 15.8%
- Tipologia
 - Oxidado - 18.4%
 - Micáceo Oxidado - 44.6%
 - Micáceo de Topo - 9.7%
 - Micáceo de base - 1.9%
 - Sílico carbonatado - 15.8%

Grande parte do comprimento das sondagens faz parte do intervalo de isalterito, que engloba as tipologias Oxidadas e Micáceas. Embora a porção isalterítica represente grande parte do depósito, existem aspectos geometalúrgicos (Grasso et. al. 2006) que diferenciam as tipologias e que podem ser consideradas em etapas posteriores do projeto.

2.4 Análise dos teores de P_2O_5 Apatítico e CaO

Inicialmente, foram identificadas as porções do banco de dados que não possuíam análise de teores. No banco de dados ASSAYS constatou-se que em 43 dos 66 furos com descrição geológica haviam amostras sem teores analisados. Sendo 9 deles em seu comprimento total e 34 em uma ou mais amostras. Estes valores são representados na Figura 3.

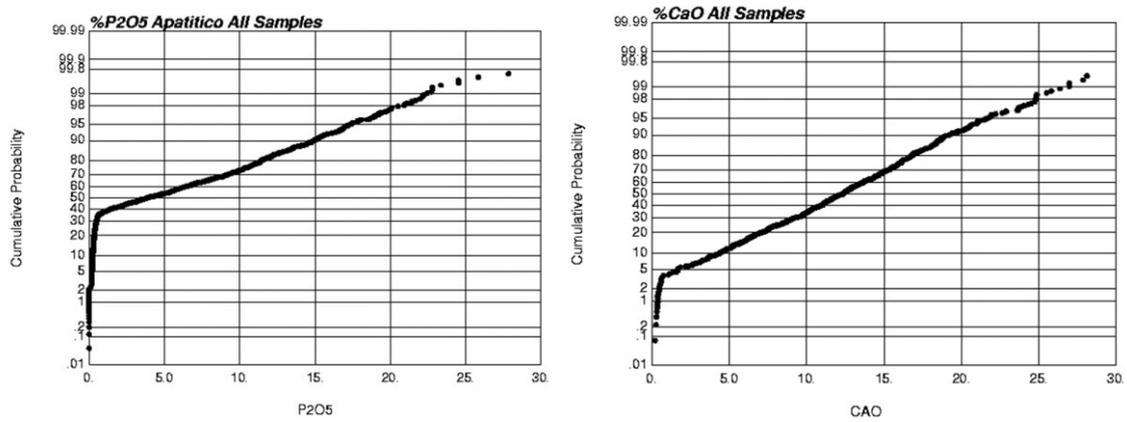
Figura 3 - Percentuais de amostras sem análise de teor.



Os percentuais acima exibidos fazem parte – em grande maioria – de classificações geológicas de Cobertura, Rocha Alterada e Rocha Fresca. Ou seja, topo e fundo de furo. Logo, concluiu-se que foi empregada sondagem destrutiva nestas áreas.

Embora a classificação geológica já indique um bom delineamento do corpo de minério, foi necessária a análise dos teores de P_2O_5 Apatítico e CaO para que pudéssemos diferenciar as tipologias geometalurgicamente (PALMIERI, A. 2011) e diminuir a quantidade de estéril na região de interesse. Para tanto, o atributo RCP (Relação $CaO:P_2O_5$ Total) foi adicionado ao banco de dados e feita a distribuição dos teores de P_2O_5 Apatítico e CaO de todas as amostras através da rotina *probplt.exe* do software *gslib*, como exibido na Figura 4.

Figura 4 - Gráficos de probabilidade acumulada dos teores de P₂O₅ Apatítico e CaO.



Nota-se nos gráficos contidos na Figura 4 que, com exceção dos teores muito baixos - os quais são localizados na camada de cobertura - é difícil identificar diferentes populações no restante das amostras. Portanto, foi descartada delimitação das seções por teor.

Subsequentemente, conforme apresentado na Figura 5, foram feitas análises de contato entre as tipologias de intemperismo utilizando o atributo RCP. As tipologias foram nomeadas de acordo com a seguinte convenção:

- OXMOX – Oxidado e Micáceo Oxidado
- MTMB – Micáceo de Topo e Micáceo de Base
- SIC – Sílico-carbonatado

Figura 5 - Análise de contato entre as tipologias Oxidadas e Micáceas de Topo e Base.

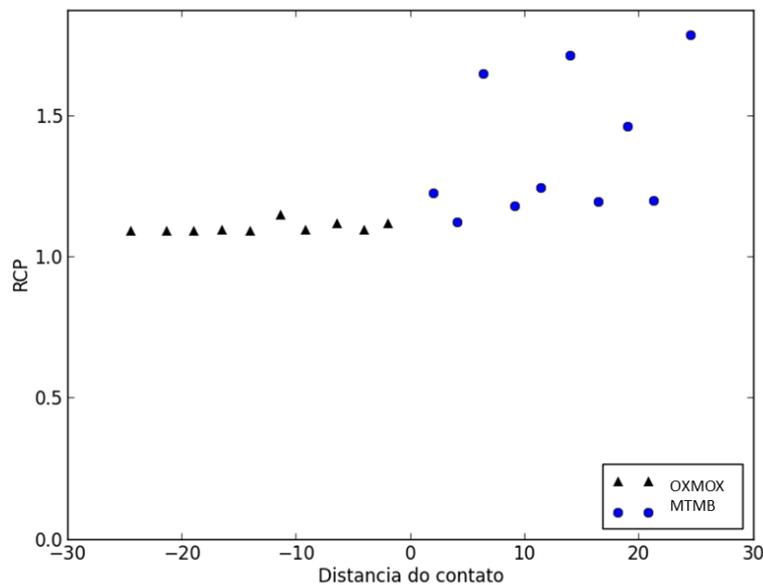
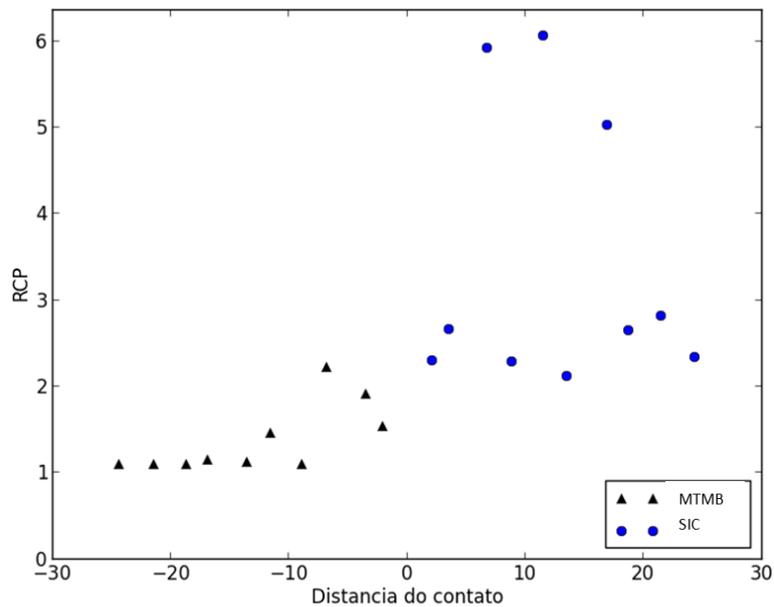


Figura 6 - Análise de contato entre as tipologias Micáceas de Topo e Base e Sílico-carbonatada.



Através destas análises foi possível identificar que a RCP variava no contato entre as litologias. Com o contato entre as porções de interesse identificado foi possível estabelecer uma estratégia básica de modelamento do corpo geológico dividido entre os três domínios tipológicos.

3 Definição do Arcabouço Geológico e Localização

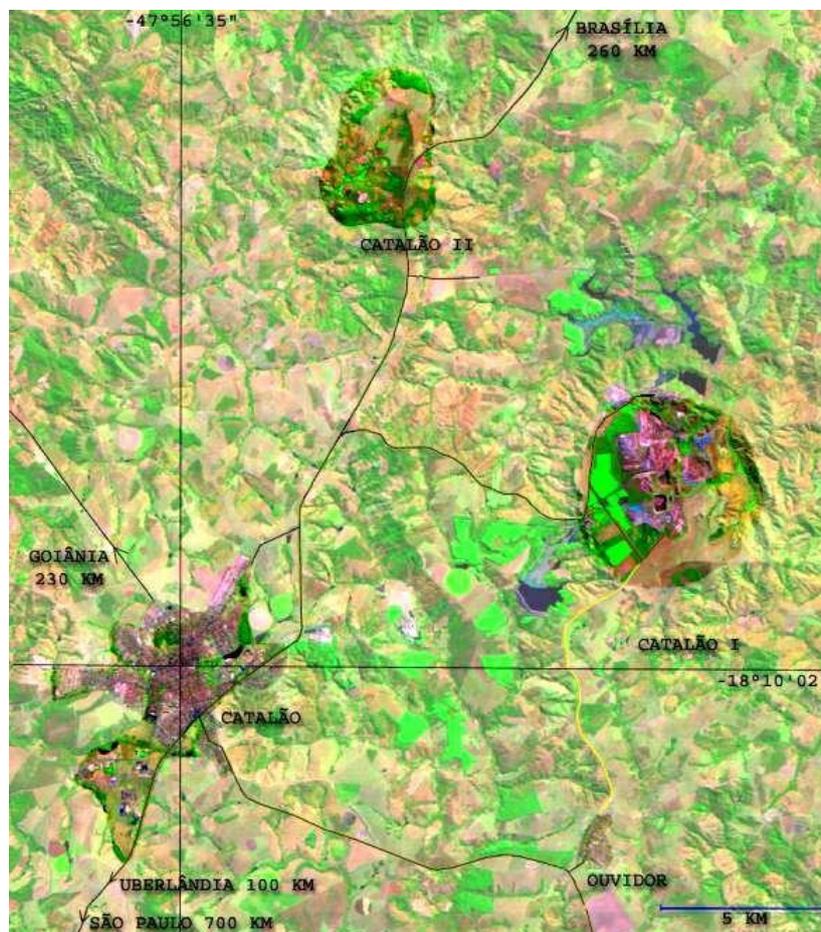
A análise das descrições geológicas do banco de dados permitiu um melhor entendimento do depósito, o qual apresentou indícios de uma rocha de origem ígnea com enriquecimento em apatita através de processos intempéricos. Adquirido este conhecimento da geologia da jazida foi possível buscar localidades com ocorrência de depósitos cujas características são compartilhadas com o banco de dados.

Embora grande parcela dos depósitos mundiais de rocha fosfática possua similaridades no que diz respeito a gênese do depósito e enriquecimento em apatita, poucos depósitos se assemelham tanto ao banco de dados no que tange aos perfis de intemperismo e tipologias de intemperismo quanto aos depósitos dos Complexos Carbonatíticos Da Província Ígnea Do Alto Paranaíba (APIP).

Logo, optou-se por referenciar a jazida em questão em uma das localidades contidas na APIP. O depósito de rocha fosfática em estudo foi localizado na região sudeste do estado de Goiás, mais precisamente em Catalão, onde as características geológicas mais se assemelham aos dados da sondagem. A cidade de Catalão, está às margens da rodovia BR-050, asfaltada,

que a liga às cidades de São Paulo e Brasília. As ligações rodoviárias com os principais centros do País são asfaltadas e de razoável manutenção, e dão acesso a Brasília (305 km), Goiânia (256 km), São Paulo (720 km), Uberlândia (100 km) e Belo Horizonte (750 km). O mapa da região pode ser visualizado na Figura 7.

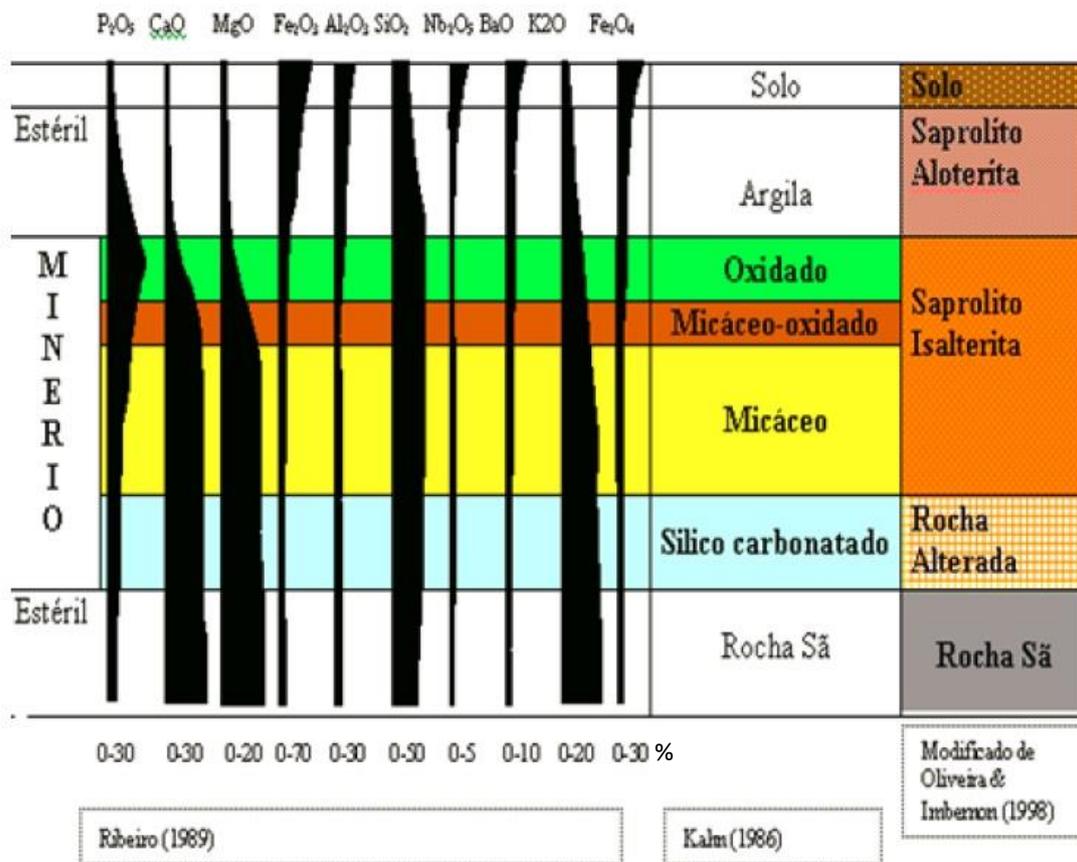
Figura 7 - Localização do município de Catalão e dos depósitos de Catalão I e II.



No contexto da geologia regional, a Província Ígnea Do Alto Paranaíba estende-se por 25.000 km² e consiste principalmente de lavas e plugs kamafugíticos, com diatremas kimberlíticos subordinados e complexos alcalino-carbonatíticos plutônicos. A intensa atividade magmática que gerou a província é resultado do impacto da pluma mantélica de Trindade, sob a litosfera continental do Brasil Central a cerca de 90 milhões de anos, ocasionando a fusão parcial do manto litosférico metassomatizado sobrejacente e a produção volumosa de magmas ultrapotássicos (Thompson et al., 1998).

No que tange à mineralização, confirmou-se a similaridade entre a descrição geológica dos testemunhos e a do perfil geológico apresentado na Figura 8. Portanto, corrobora-se que as referências usadas com base nesta localidade são aplicáveis ao presente estudo.

Figura 8 - Perfis intempéricos do depósito de Catalão I e respectivas assinaturas químicas.



4 Modelamento geológico

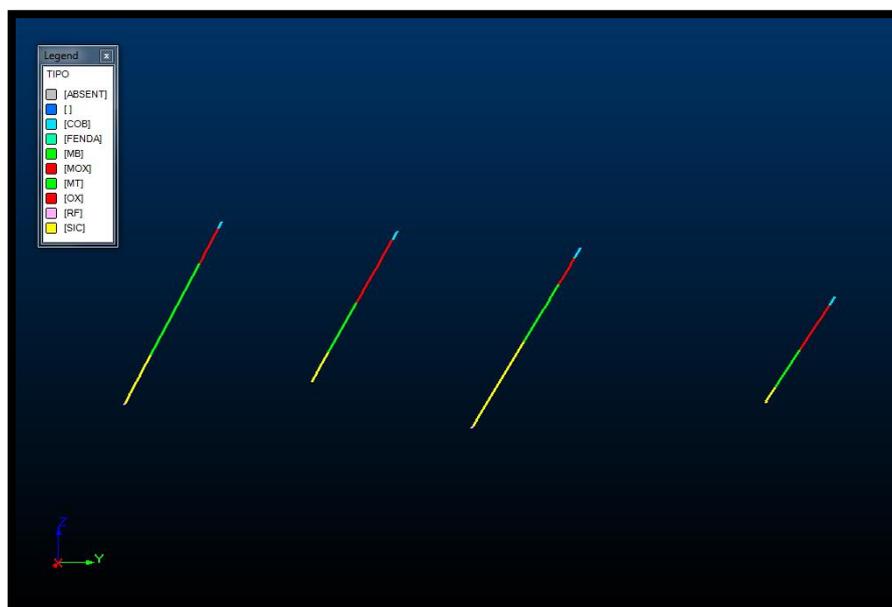
A modelagem geológica é feita com o intuito de delimitar os dados a serem estudados e dar forma ao corpo mineralizado. Com a forma do jazimento estabelecida é possível separar as porções de interesse das regiões sem teor, bem como estimar os volumes e teores através de ferramentas geoestatísticas.

Como mencionado no item 2.4, o modelamento do corpo mineralizado pode ser feito separando as tipologias de intemperismo pela Relação $\text{CaO}:\text{P}_2\text{O}_5$ Total.

O modelamento seguiu a sequência de criação e desvinculação dos furos de sondagem; regularização do suporte amostral; interpretação das seções geológicas; linkagem das strings das seções e cálculo dos volumes.

Após a criação e desvinculação dos furos de sondagem, criou-se o arquivo *drillholes*. Posteriormente, como pode ser visto na Figura 9, aplicou-se a legenda de tipologia nos furos e, assim, a interpretação das seções pode ser iniciada

Figura 9 - Seção dos furos de sondagem com legenda de tipologia.



Embora a diferenciação das espécies minerais por tipologia seja eficiente, ainda existiam porções dos furos onde os teores de P_2O_5 e RCP não condiziam com as características do minério. Portanto, afim de restringir os volumes estimados a apenas minério, optou-se por utilizar uma estratégia adicional para a delimitação das seções geológicas.

A definição dos teores limite foi feita através do estudo de relatórios NI-43101 submetidos por empresas listadas na bolsa de valores canadense e de estudos feitos em

operações situadas na Província Ígnea do Alto Paranaíba. Por fim, a estratégia foi definida e é resumida na Tabela 2.

Tabela 2 - Definições restritivas de minério por tipologia. (Grasso et. al. 2006).

Tipologias	Grau de Consistência	%P2O5 Apatítico	RCP
OXMOX – Oxidado e Micáceo Oxidado	Friável	>5	0.8 a 1.3
MTMB – Micáceo de Topo e de Base	Friável	>5	1.3 a 1.6
SIC - Silico-carbonatado	Friável a semi-compacto	>5	>1.6

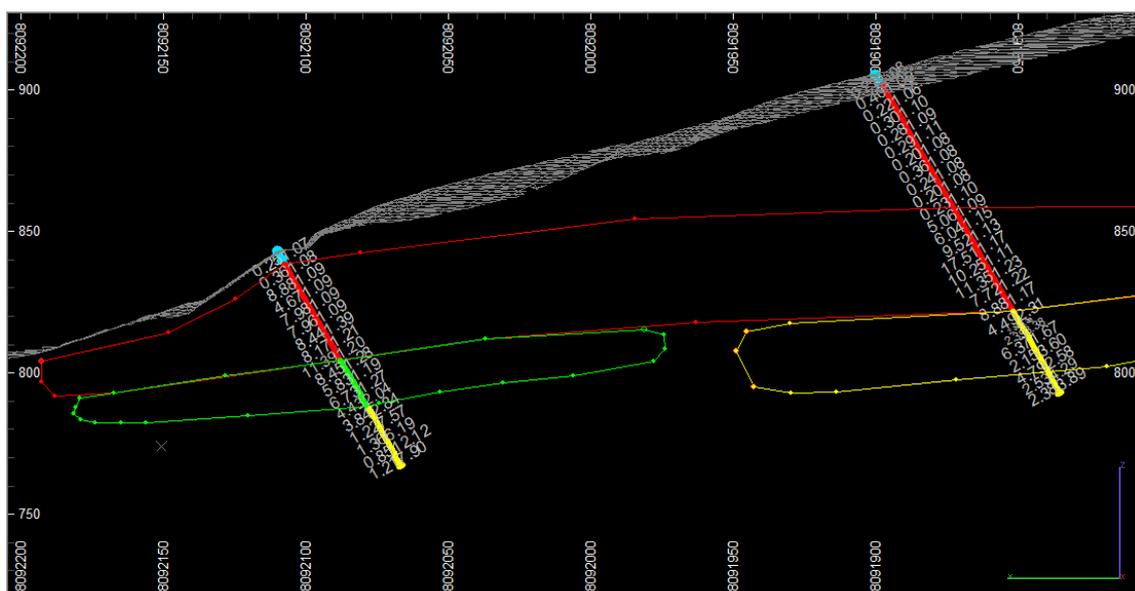
4.1 Interpretação e desenho das seções geológicas

Prévia à criação das *strings* que delimitam a mineralização, foi necessária a regularização do suporte amostral afim de que todas amostras apresentassem um comprimento igual. Essa prática é usada para que possíveis erros de cálculo geoestatísticos sejam minimizados no futuro.

Após a criação e aplicação da legenda, regularização das amostras e definição dos valores limite de P₂O₅ Apatítico e RCP, deu-se início à interpretação das seções geológicas e desenho das *strings*.

Os domínios tipológicos foram tratados com relativa interdependência, tendo em vista que a mineralização é proveniente da mesma intrusão magmática e passou por diferentes graus de intemperismo e concentração laterítica. Como poder ser visto na Figura 10, levou-se em consideração os limites mínimos de RCP (à direita dos furos), P₂O₅ Apatítico (à esquerda dos furos) bem como o contato entre as tipologias.

Figura 10 - Seção dos furos com desenho das seções e *labels* ao lado das amostras.



Cabe ressaltar que, como evidenciado na Figura 10, há amostras englobadas nas classificações tipológicas e que, em tese, seriam consideradas minério. No entanto, após empregadas as restrições, deixou-se de incluir uma considerável porção de estéril acima da camada Oxidada próxima à superfície.

4.2 Junção das seções geológicas

Posterior ao desenho das seções que delimitam os corpos, foi efetuado o *linking* das *strings*, a qual tem como princípio fundamental a criação de *wireframes* provenientes de triangulações entre as seções paralelas. A partir dessas *wireframes* é possível calcular os volumes dos sólidos.

A criação dos sólidos foi feita para os corpos de minério Oxidado e Micáceo Oxidado (OXMOX), Micáceo de Topo e de Base (MTMB) e Silico-carbonatado (SIC) e seu resultado pode ser visualizado nas Figuras 11, 12 e 13.

Figura 11 - Sólidos de minério compreendidos nas tipologias Oxidada e Micácea Oxidada (OXMOX).

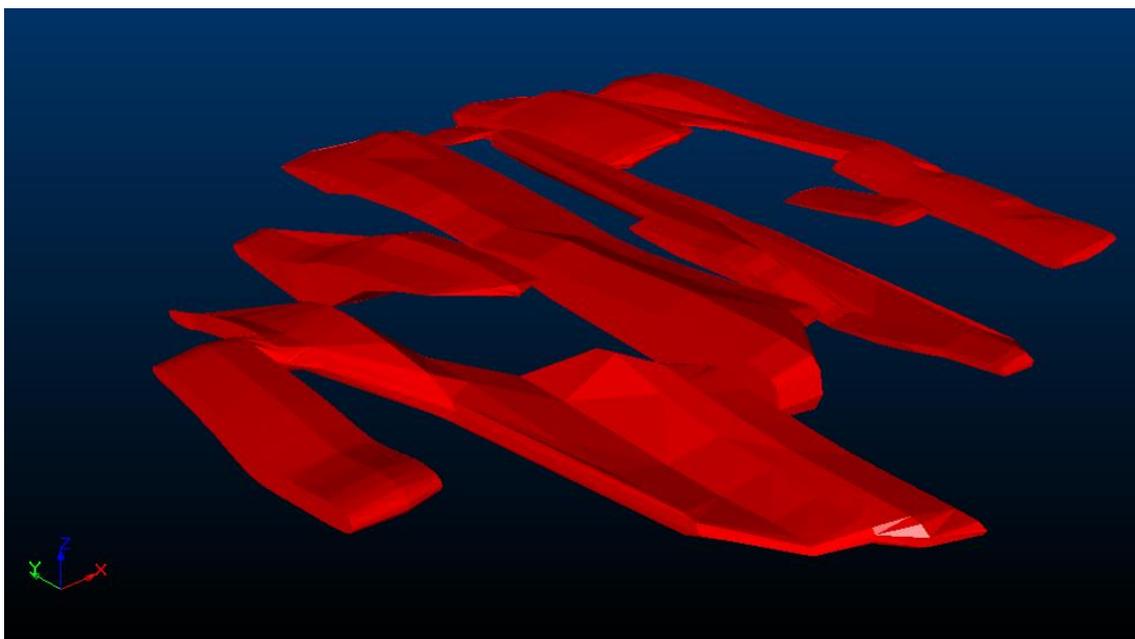


Figura 12 - Sólidos de minério compreendidos nas tipologias Micácea de Topo e de Base (MTMB).

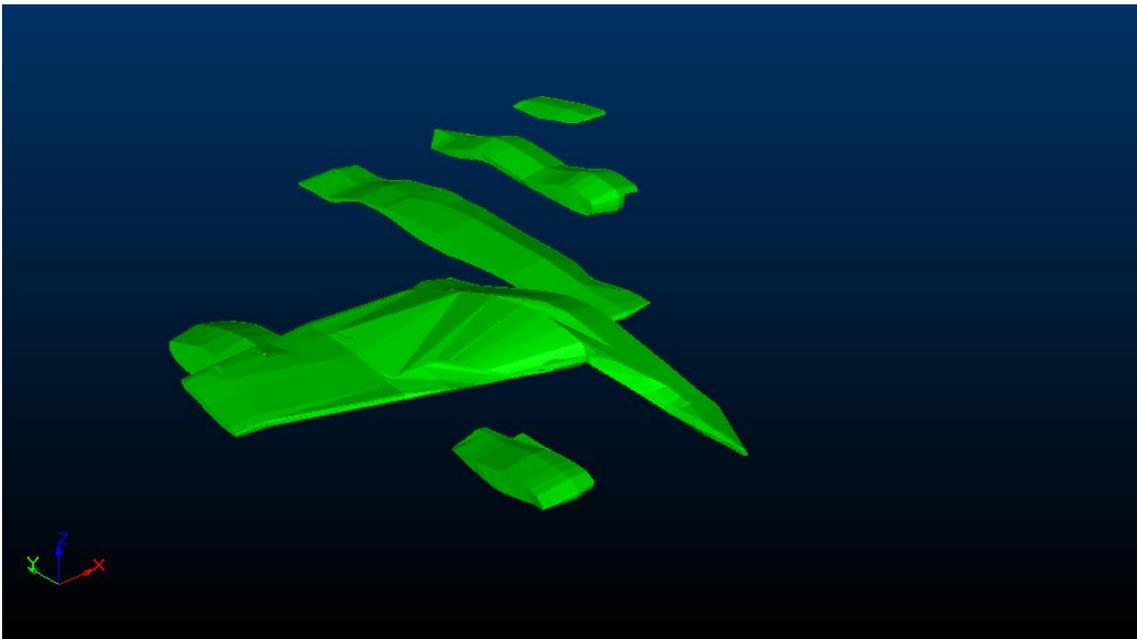
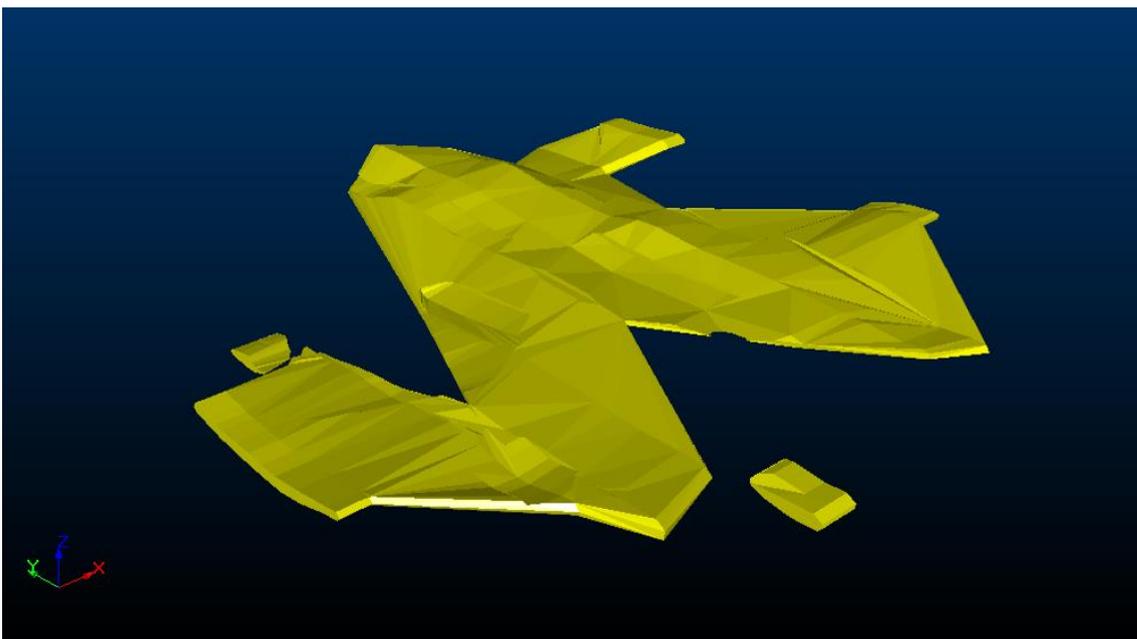


Figura 13 - Sólidos de minério compreendidos na tipologia Silico-carbonatada (SIC).



Salienta-se que a criação do sólido de minério Silico-carbonatado teve um aspecto mais contínuo em relação aos outros pelo fato de ser proveniente de uma rocha menos alterada. Já os outros domínios, provenientes de processos intempéricos e concentração laterítica, têm um aspecto mais lenticular.

4.3 Cálculo dos volumes dos sólidos

Após a criação e validação dos sólidos, foi possível calcular os volumes para cada domínio tipológico. O cálculo dos volumes é feito para obtermos uma noção da quantidade de minério e posterior análise de aderência do modelo de blocos. Uma densidade de 2.1t/m³ foi assumida para o cálculo das tonelagens. Os resultados estão dispostos na Tabela 3.

Tabela 3 - Volume e Tonelagem dos Sólidos. Densidade do minério – 2.1 t/m³ (Ribeiro, 1989).

Domínio	Volume (m ³ x 10 ⁶)	Toneladas (x10 ⁶)
OXMOX – Oxidado e Micáceo Oxidado	32.59	68.44
MTMB – Micáceo de Topo e de Base	10.42	21.88
SIC - Silico-carbonatado	13.08	27.47

5 Análise exploratória dos dados

O arquivo ASSAYS presente no banco de dados fornecido consta de 3 variáveis. Percentuais de P₂O₅ Apatítico, CaO e SiO₂, sendo o primeiro o principal alvo deste estudo exploratório.

Os contaminantes CaO e SiO₂, bem como diversos outros não presentes no banco de dados, têm papel determinante na eficiência dos processos de concentração do mineral de minério e também serão abordados. Porém, de maneira menos extensa visto que é consideravelmente complexo inferir aspectos geometalúrgicos que levem em consideração apenas dois contaminantes - provenientes de uma base de dados limitada – sem o estudo específico das características da jazida (Ribeiro, 2008). Os resultados da análise exploratória dos teores de contaminante serão sumarizados e considerados nas etapas subsequentes de lavra e, principalmente, na alimentação da planta de beneficiamento.

No que diz respeito ao minério Silico-carbonatado, sabe-se que ainda não há uma rota de beneficiamento estabelecida que viabilize a sua concentração em escala industrial (OLIVEIRA, M. S. 2007). Deste modo, sua análise exploratória se resumiu ao cálculo de volumes e estatística básica.

Para a análise geoestatística das variáveis de interesse, utilizou-se apenas as amostras contidas nos seus respectivos modelos geológicos. A base de dados final consta de 375 amostras de minério OXMOX, 140 de MTMB e 123 de SIC regularizadas para uma composta de 5 metros. O software *Isatis* foi utilizado para a análises geoestatística e de continuidade espacial.

5.1 Estatística básica das variáveis em estudo

O estudo estatístico univariado dos atributos P_2O_5 Apatítico, CaO e SiO_2 nos três diferentes domínios geológicos foi feito através de histogramas apresentados nas Figuras 14, 15 e 16.

Figura 14 – Histogramas dos teores de P_2O_5 Apatítico, CaO e SiO_2 no domínio OXMOX.

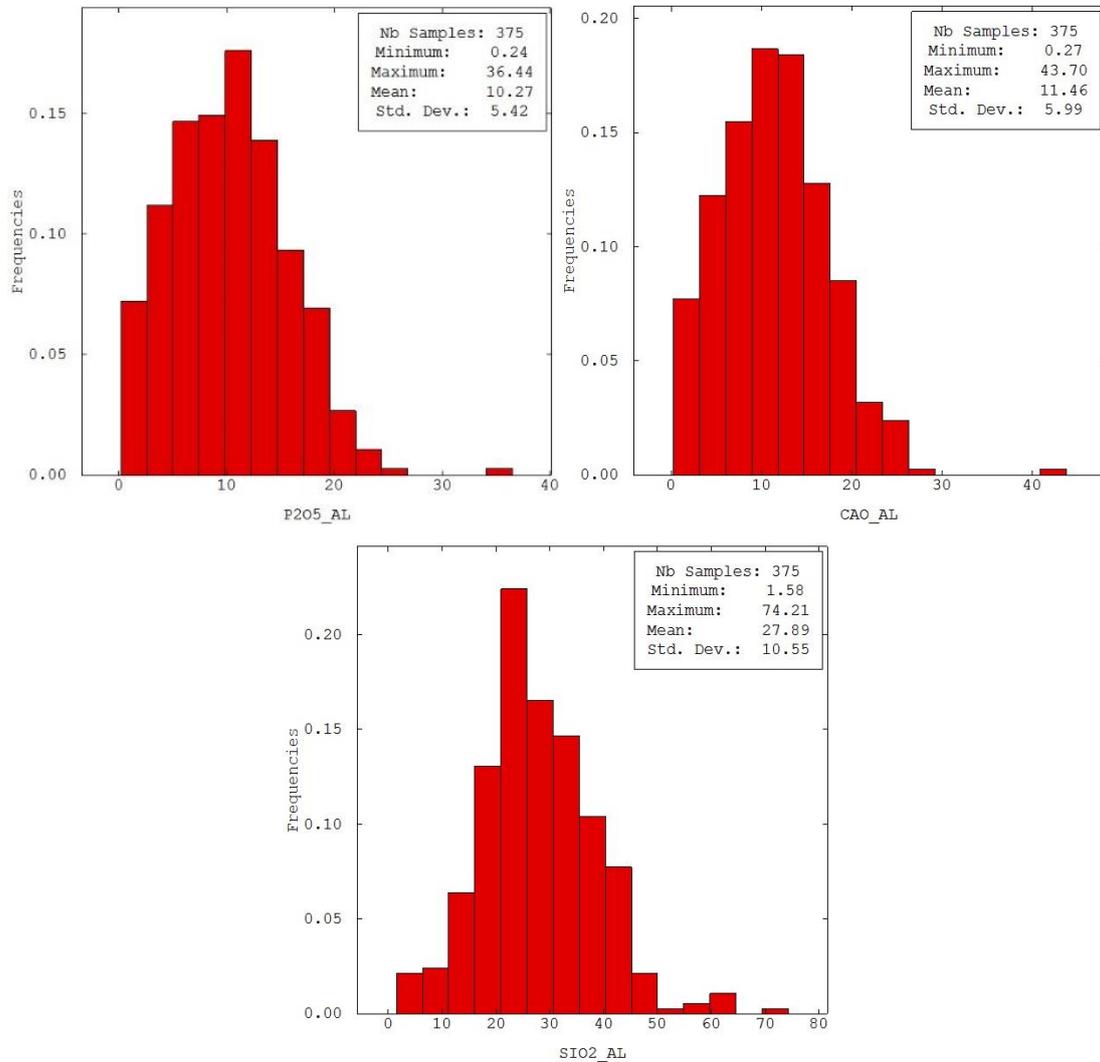


Figura 15 - Histogramas dos teores de P₂O₅ Apatítico, CaO e SiO₂ no domínio MTMB.

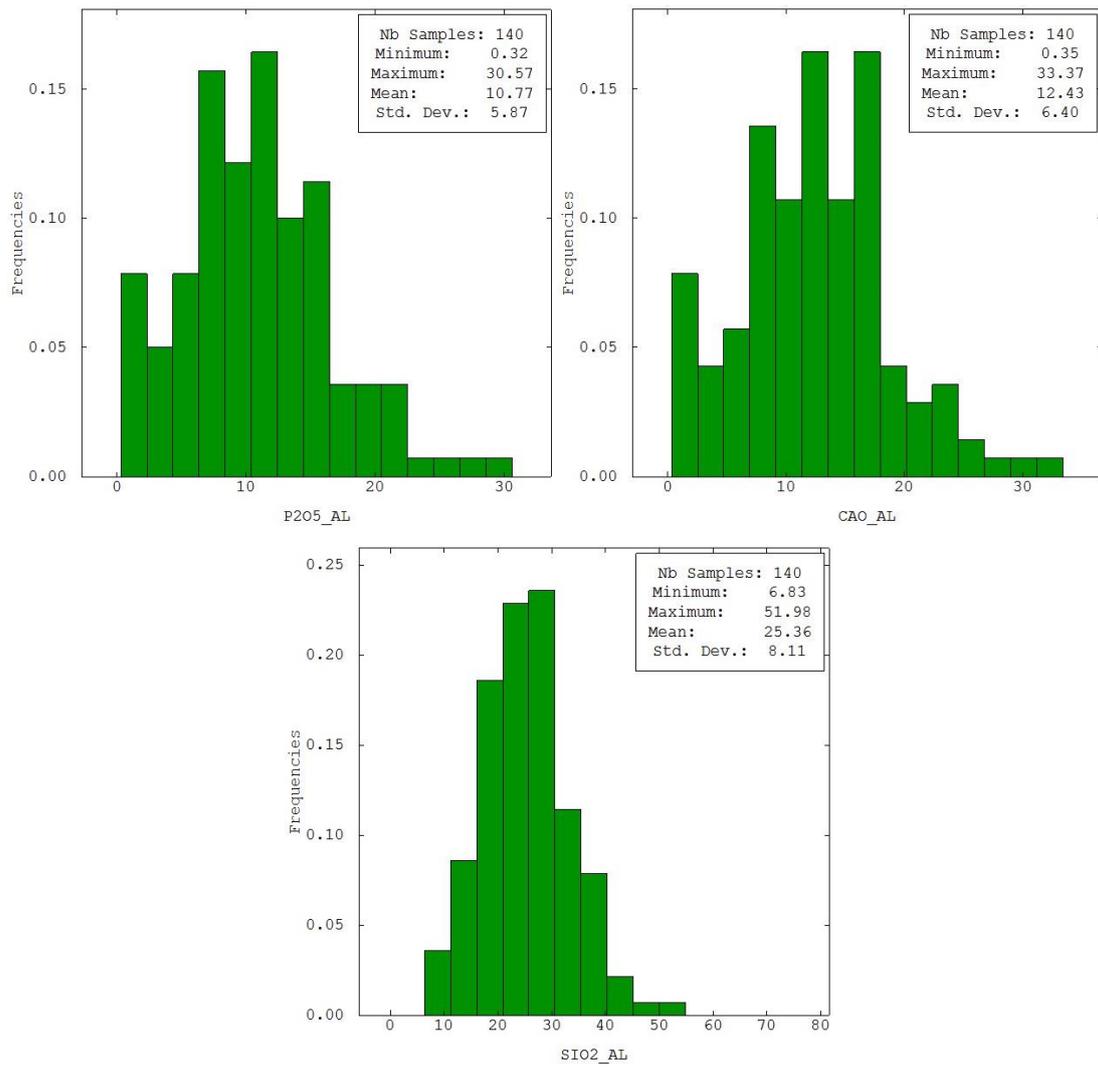
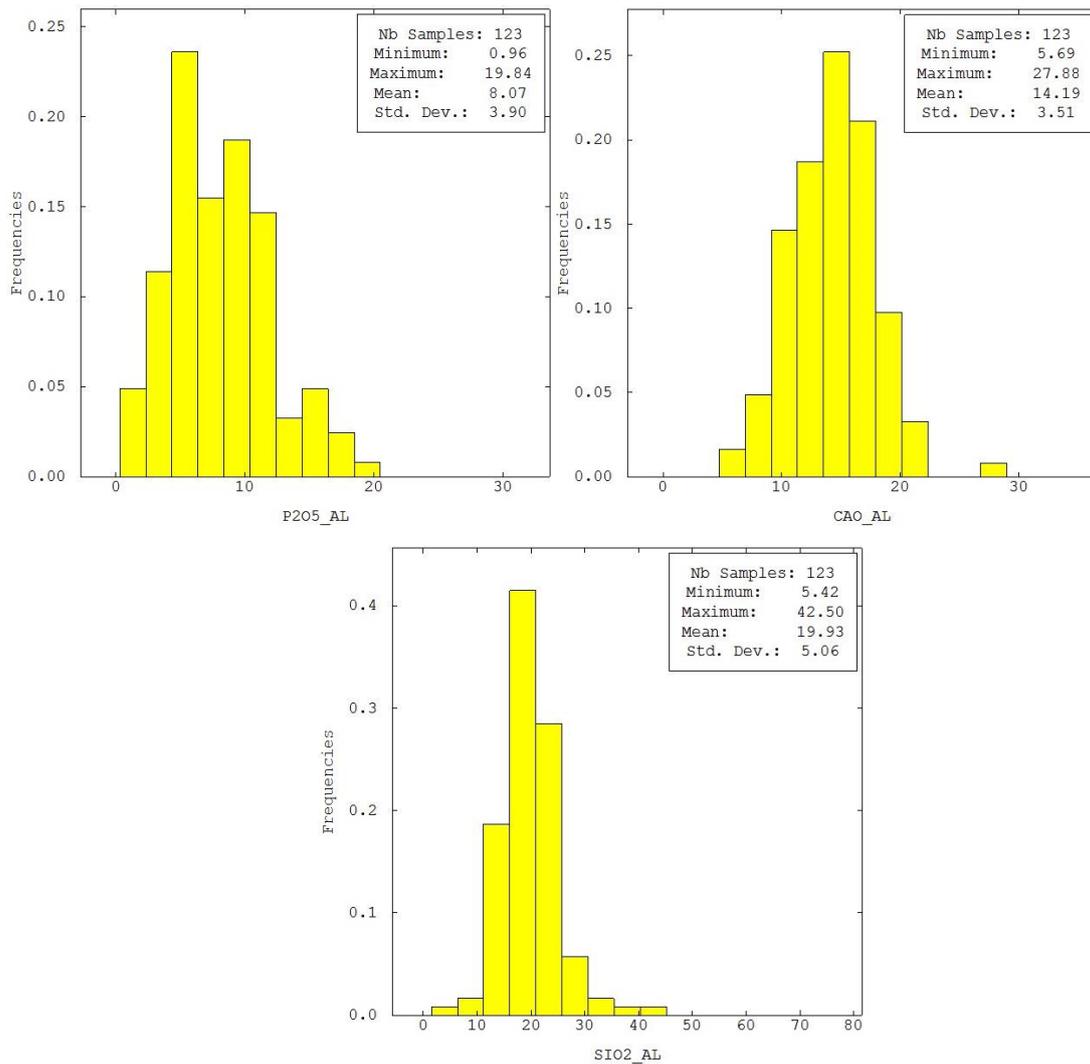


Figura 16 - Histogramas dos teores de P₂O₅ Apatítico, CaO e SiO₂ no domínio SIC.



Nota-se que as distribuições se assemelham para os dados de P₂O₅ Apatítico. O que também acontece entre alguns contaminantes. Porém, o fato das populações serem similares do ponto de vista quantitativo, não assegura que o valor agregado dos seus respectivos concentrados, ou melhor, o custo associado ao seu beneficiamento seja igual (Ribeiro, 2008.)

5.2 Análise do agrupamento preferencial de amostras

A mesma metodologia da regularização dos furos, a qual atribui pesos diferentes a testemunhos com comprimentos distintos, deve ser aplicada uma segunda vez levando em consideração agora a área de influência dos furos. Uma vez que a amostragem preferencial - fruto de diversos fatores - é evidenciada, faz-se necessário o uso de técnicas de desagrupamento ou *declustering* (Isaaks & Srivastava, 1989). O objetivo desta manipulação é avaliar a existência de um possível viés estatístico, cuja existência pode comprometer o resultado das comparações dos dados originais com as estimativas.

A Figura 1 apresenta a malha de sondagem sem um espaçamento definido mas, ao mesmo tempo, sem um agrupamento acentuado. Entretanto, afim de minimizar os erros estatísticos, já bastante influenciados pelo reduzido número de amostras, optou-se pelo desagrupamento dos dados utilizando o método da poligonal, ou vizinho mais próximo.

6 Definição de Dimensão de Blocos

Para designar as dimensões dos blocos que discretizam o modelo geológico, leva-se em consideração o espaçamento da malha amostral. Se opta por dimensões que variem entre $\frac{1}{4}$ e $\frac{1}{2}$ do espaçamento entre as sondagens.

Em casos onde isso não é possível, a dimensão dos blocos pode ser estabelecida através de comparações com operações similares existentes.

Assim, as dimensões horizontais dos blocos foram definidas com base na malha amostral. Já a dimensão vertical dos blocos foi escolhida levando em consideração a provável altura das bancadas do projeto. Portanto, o tamanho final de bloco escolhido foi de 25x25x10, com sub-blocos de 12.5x12.5xZ. A variável Z ajusta a dimensão vertical dos sub-blocos para melhor aderência ao modelo geológico, como evidencia-se na Figura 17 e quantifica-se na Tabela 4.

Figura 17 - Aderência dos blocos aos modelos geológicos.

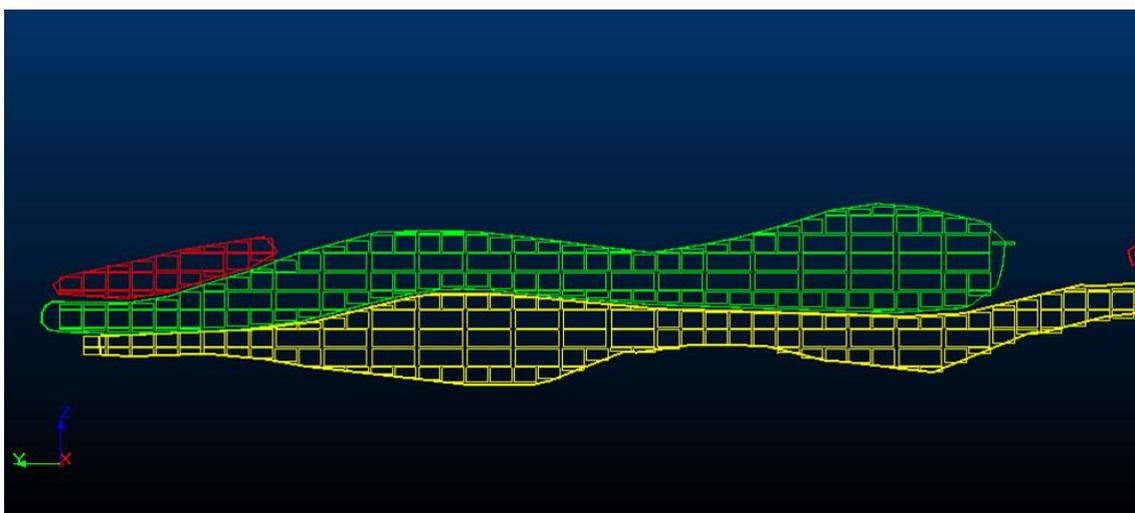


Tabela 4 - Cálculo da diferença entre os modelos para quantificação da aderência.

	Modelo Geológico (m³)	Modelo de Blocos (m³)	Diferença
OXMOX – Oxidado e Micáceo Oxidado	32,593,416	31,518,273	3.4%
MTMB – Micáceo de Topo e de Base	10,420,711	10,106,193	3.1%
SIC - Silico-carbonatado	13,082,949	12,632,673	3.6%

7 Análise de Continuidade Espacial

Devido à formação dos jazimentos minerais, é esperado que estes possuam certa continuidade espacial. O objetivo da análise de continuidade espacial é identificar este fenômeno na área explorada fazendo o uso de ferramentas apropriadas. A ferramenta utilizada neste estudo de pré-viabilidade foi a variografia em três dimensões.

7.1 Variografia

O variograma é uma ferramenta de medida de continuidade espacial, utilizando como parâmetro a variância entre as amostras. É através dos variogramas que se torna possível descrever o comportamento de um fenômeno geológico no espaço – mostrando em quais direções e distâncias existe maior correlação entre os dados – através de uma equação matemática. Embora seja relevante quantificar a continuidade espacial da jazida, é extremamente importante determinar em que direções isso ocorre. Para isso, usa-se diversos parâmetros de procura por amostras, os quais limitam as buscas à determinada região.

Os parâmetros para a geração desses variogramas são obtidos analisando-se a distribuição espacial dos dados, onde é definida a distância com que se deve procurar pares, *lag*, um intervalo em torno desta distancia, *lag tolerance*, e a direção onde se quer fazer a busca, com azimute, mergulho e inclinação. Adicionalmente, se restringe a busca em curtas distancias através da tolerância angular, cuja influência se dá nos primeiros metros, e das bandas horizontal e vertical, que delimita as faixas onde a busca ocorrerá.

7.2 Parâmetros de Variografia

A análise de continuidade espacial do depósito de fosfato tinha como primeiro objetivo tratar as litologias separadamente, com 375 amostras no domínio OXMOX e 140 no domínio MTMB. Ou seja, seria efetuada uma análise para cada domínio tipológico, visto que - por apresentarem diferentes graus de alteração - poderiam apresentar alcances distintos.

No entanto, a análise variográfica para o domínio MTMB se mostrou inconclusiva em função do reduzido número de amostras. Logo, OXMOX e MTMB foram incorporados num único banco de dados. Ainda que o objetivo inicial do estudo fosse tratar os domínios separadamente, a aglutinação dos dados é justificada pela melhora da variografia do domínio OXMOX e pelas duas tipologias pertencerem à camada isalterítica do depósito.

Portanto, foram utilizadas 515 amostras para a variografia dos dados. Como não há um espaçamento amostral bem definido, foi utilizado um espaçamento médio de 50 metros com uma tolerância de 25 metros. A tolerância angular foi estipulada em 22.5° e as larguras de banda

horizontal e vertical em 50 e 20 metros respectivamente. Oito azimutes (N0, N23, N45, N67, N90, N112, N135 e N157) foram usados para encontrar a maior direção aparente. Foi feita uma varredura ao longo do mergulho da direção com maior alcance aparente, para encontrar a maior direção verdadeira. Com o azimute e o mergulho de maior alcance, tem-se um vetor. Encontra-se a direção de médio e menor alcance fazendo uma varredura no plano ortogonal a este vetor.

As Figuras 18 à 20 mostram os variogramas experimentais das principais direções do corpo de minério.

Figura 18 - Variograma *downhole*, N180D60, para verificação do efeito pepita.

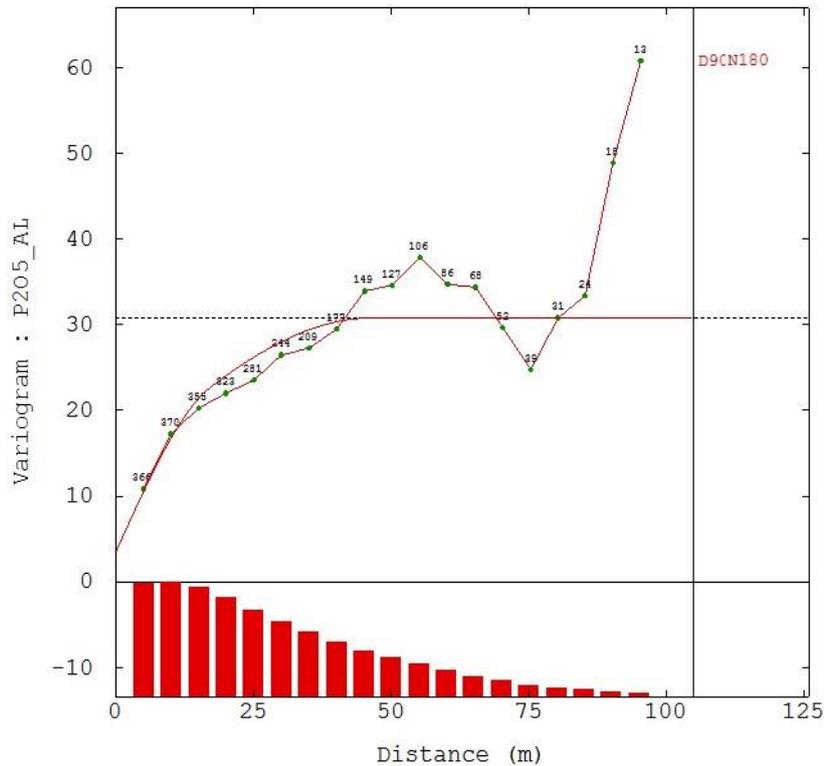


Figura 19 - Variograma na direção N135D0, direção de maior continuidade.

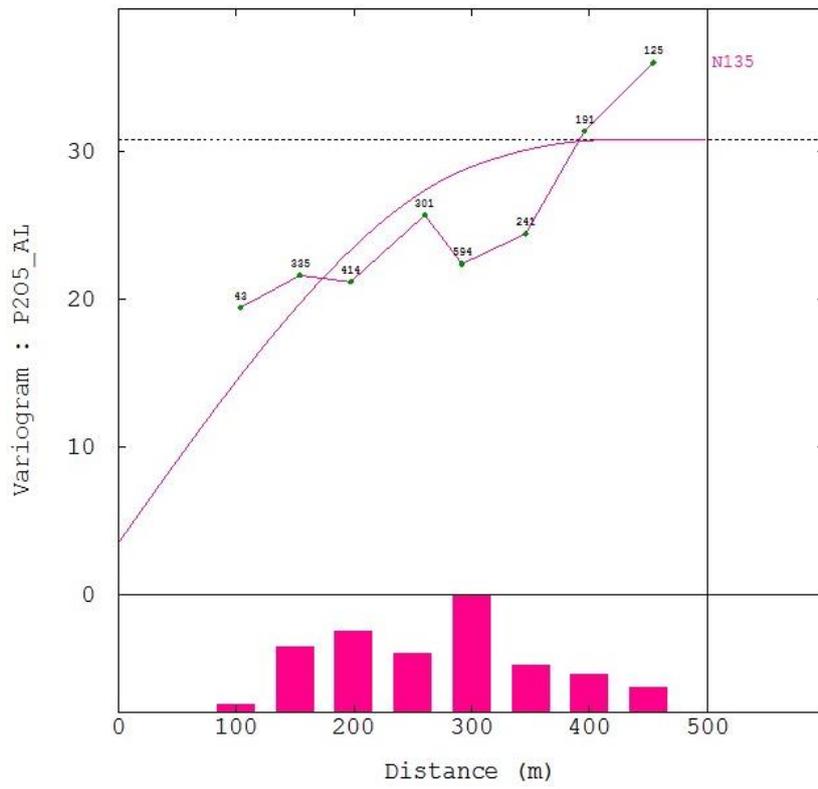
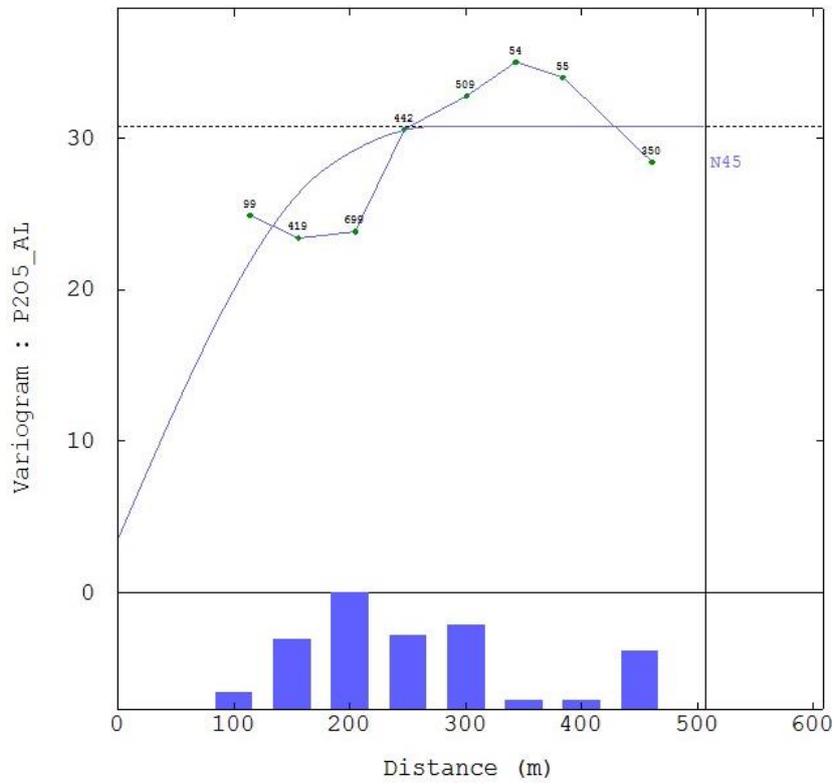
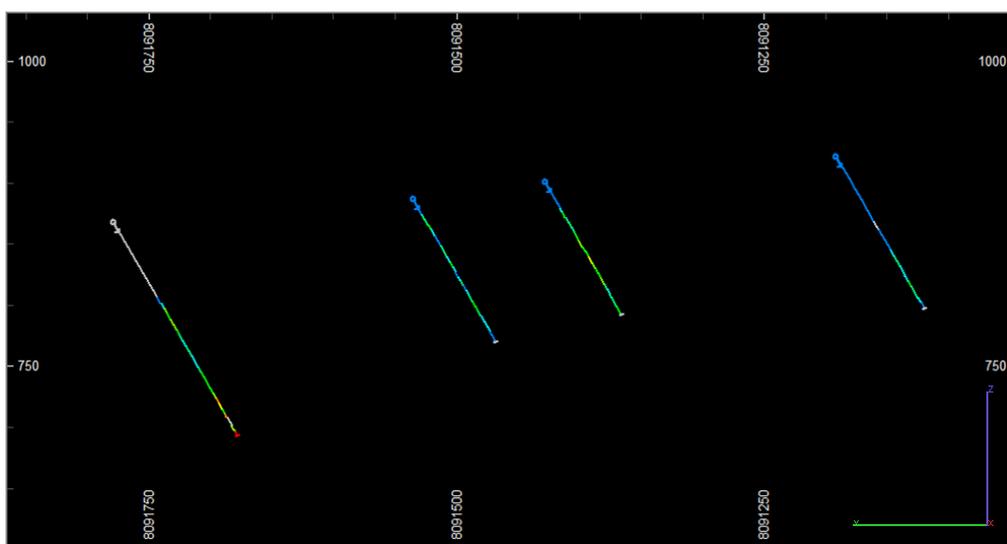


Figura 20 - Variograma na direção N45D0, direção de continuidade intermediária.



Após encontrada as direções de maior e média continuidade, foi possível inferir a direção de menor continuidade, D90. No entanto, como pode ser visto na Figura 21, a direção e inclinação dos furos é a mesma, o que dificulta a identificação de pares através no variograma vertical. A solução encontrada foi usar o variograma N180D60, apresentado na Figura 18, para ajustar a curva do modelo variográfico.

Figura 21 - Seção demonstrando como o variograma vertical não encontra pares.



Os variogramas experimentais dos demais atributos são apresentados nos anexos. Atribuiu-se o mesmo alcance para as variáveis P_2O_5 Apatítico e CaO devido à similaridade entre variogramas experimentais.

A Tabela 6 apresenta resumidamente os alcances encontrados em cada uma das direções principais para cada um dos atributos.

Tabela 5 - Alcances variográficos máximos nas direções principais.

		Alcances			Contribuição
P ₂ O ₅ Ap.	Direções	N135	N45	D90	Nugget – 3.5
	Estrutura 1	300	180	15	10
	Estrutura 2	415	275	40	17.28
CaO	Direções	N135	N45	D90	Nugget - 4.5
	Estrutura 1	300	180	25	12.13
	Estrutura 2	415	275	40	21
SiO ₂	Direções	N146	N56	D90	Nugget - 10
	Estrutura 1	350	270	10	6
	Estrutura 2	470	350	55	84

8 Estimativa

Após interpretar os aspectos estatísticos e de continuidade espacial da jazida, foram desenvolvidas estratégias para o uso destas informações na inferência dos atributos em locais não amostrados do depósito. As técnicas empregadas nesta etapa têm como principal função avaliar quais parâmetros de entrada resultam em valores globais o mais próximo possível dos valores locais. Para tanto, existem técnicas variadas de estimativa e de validação das mesmas.

Ainda que os domínios tenham sido agrupados para a análise de continuidade espacial, eles foram tratados separadamente no que tange às estimativas e validações.

8.1 Desagrupamento

Como mencionado no tópico 5.2, embora não haja um agrupamento acentuado das amostras optou-se pelo desagrupamento. A técnica utilizada foi o método da poligonal, ou vizinho mais próximo.

O método da poligonal tem como princípio a atribuição de um peso inversamente proporcional à área de influência da amostra. Ou seja, em áreas em que as sondagens estão muito concentradas, as áreas de influência das amostras são menores, o que faz com estas recebam pesos menores. Por fim, a média dos dados desagrupados é dada pela média ponderada entre o seu valor e a sua área de influência correspondente.

Já o método do vizinho mais próximo se trata de uma simplificação do método da poligonal para aplicações em 3 dimensões e consiste na análise de cada bloco e na atribuição do valor amostral mais próximo ao mesmo.

O desagrupamento fornece dados passíveis de comparação com as estimativas. Os histogramas para os domínios de OXMOX e MTMB podem ser vistos nas Figuras 22 e 23, os dados referentes aos teores de SiO₂ serão sumarizados no item 8.3.

Figura 22 - Histograma dos dados desagrupados para o domínio OXMOX.

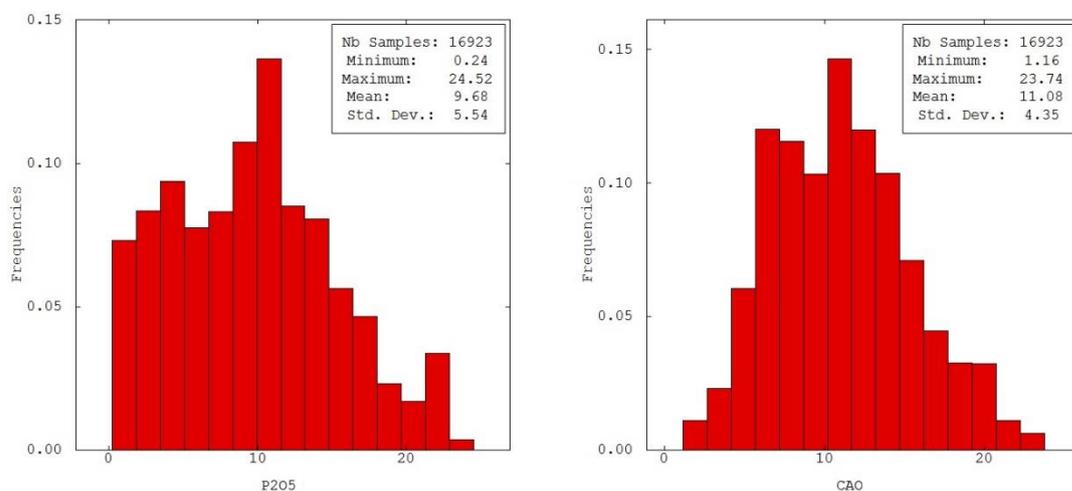
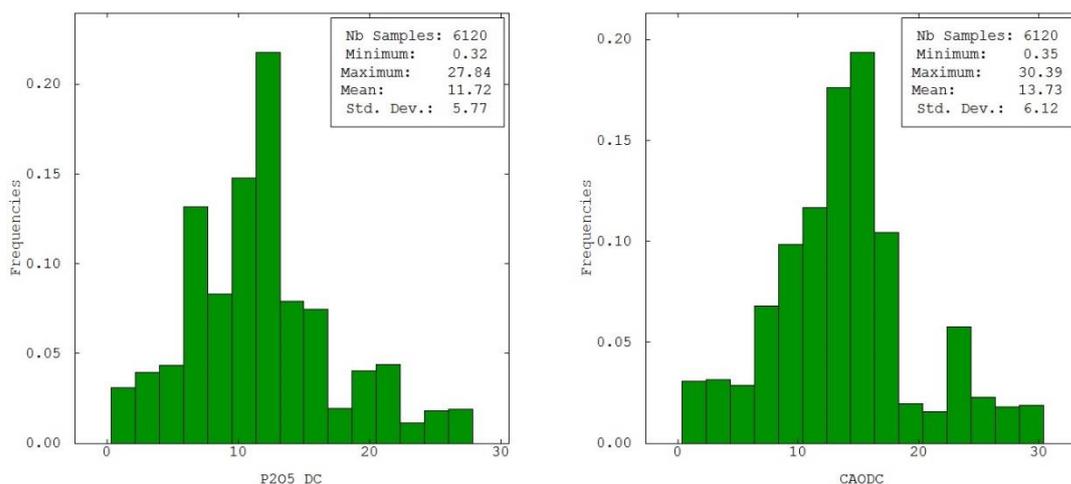


Figura 23 - Histograma dos dados desagrupados para o domínio MTMB.



8.2 Krigagem Ordinária

A krigagem ordinária é um método interpolador baseado em um conjunto de técnicas de regressão linear generalizadas e que leva em consideração a distribuição espacial e continuidade dos dados de entrada. Para efetuar as estimativas por esse método é necessária a escolha de diversos parâmetros. Portanto, é de suma importância que se efetue diversas tentativas afim de que se encontre um conjunto de parâmetros que resulte na melhor interpolação possível, o que é avaliado na etapa de validação da estimativa.

A atribuição de valores aos blocos do depósito muda de acordo com os parâmetros de busca, os quais levam em consideração o alcance do elipsoide de busca, mínimo e máximo de amostras consideradas e divisão das amostras por setores angulares do elipsoide. A discretização dos blocos também tem papel importante pois serve para que não se estime apenas um ponto no centro do bloco, e sim que este seja dividido em blocos menores e que a média dos teores deles seja atribuída ao bloco que foi discretizado.

Foram testadas diversas estratégias de krigagem para os dois domínios. Por fim, foi definido um conjunto de parâmetros que foi considerado ideal para o estudo, o qual foi assinalado na Tabela 6.

A krigagem número 3 foi a que apresentou melhores resultados na etapa de validação. Usou-se um alcance referente à 60% da variância dos dados e um mínimo de 2 octantes preenchidas para que o bloco fosse estimado.

Tabela 6 – Estratégias de krigagem testadas para os domínios OXMOX e MTMB.

	Elipsóide			Amostras		Octante			Parent Cell
	X	Y	Z	Mínimo	Máximo	Mínimo de Octantes	Mínimo	Máximo	Discret.
Krig 1	137.5	207.5	20	1	20	-	-	-	5x5x5
Krig 2	137.5	207.5	20	1	20	2	1	3	5x5x5
Krig 3	90	140	12	2	18	2	1	3	5x5x5
Krig 4	137.5	207.5	20	2	18	2	2	3	5x5x5
Krig 5	275	415	40	2	18	2	1	3	5x5x5
Krig 6	90	140	12	2	16	-	-	-	5x5x5
Krig 7	137.5	207.5	20	2	18	2	1	4	5x5x5

8.3 Validação Visual e Estatística da Estimativa

Existem diversos métodos que verificam a aderência do modelo de blocos estimado aos dados originais. Neste caso a validação foi feita através das seguintes técnicas: comparação visual entre os blocos estimados e desagrupados, análise de seções do modelo de blocos estimado e furos de sondagem, comparação entre as médias desagrupada e estimada e análise de deriva.

As análises visuais apresentadas nas Figuras 24 e 25 foram feitas observando a semelhança de teores entre as seções do modelo de blocos estimado e desagrupado juntamente com os furos de sondagem.

Figura 24 - Modelo de blocos desagrupado. Valores em percentual de P₂O₅ Apatítico.

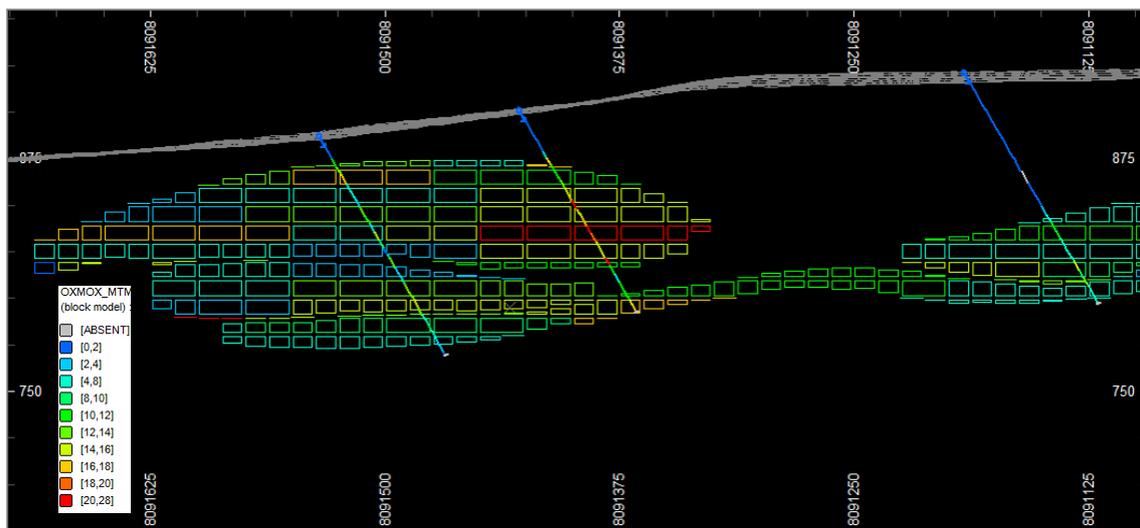
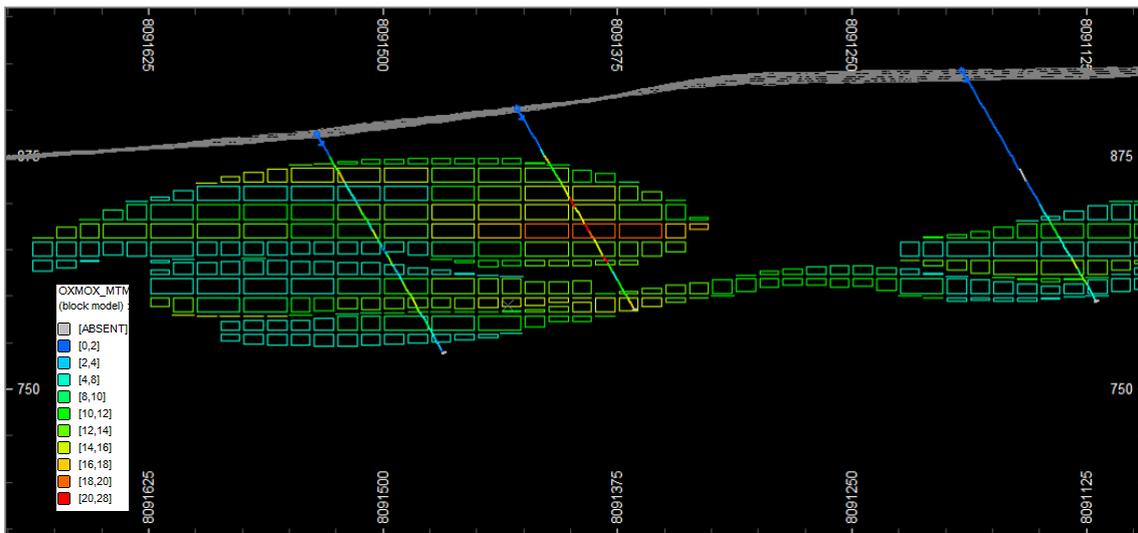


Figura 25 - Modelo de blocos estimado. Valores em percentual de P₂O₅ Apatítico.



Adicionalmente, realizou-se a comparação entre a média estimada e desagrupada, as quais podem ser vistas nas Figuras 26 e 27. A similaridade entre os sumários estatísticos indica a qualidade da estimativa.

Figura 26 - Histogramas do modelo de blocos OXMOX estimado (esquerda) e desagrupados (direita).

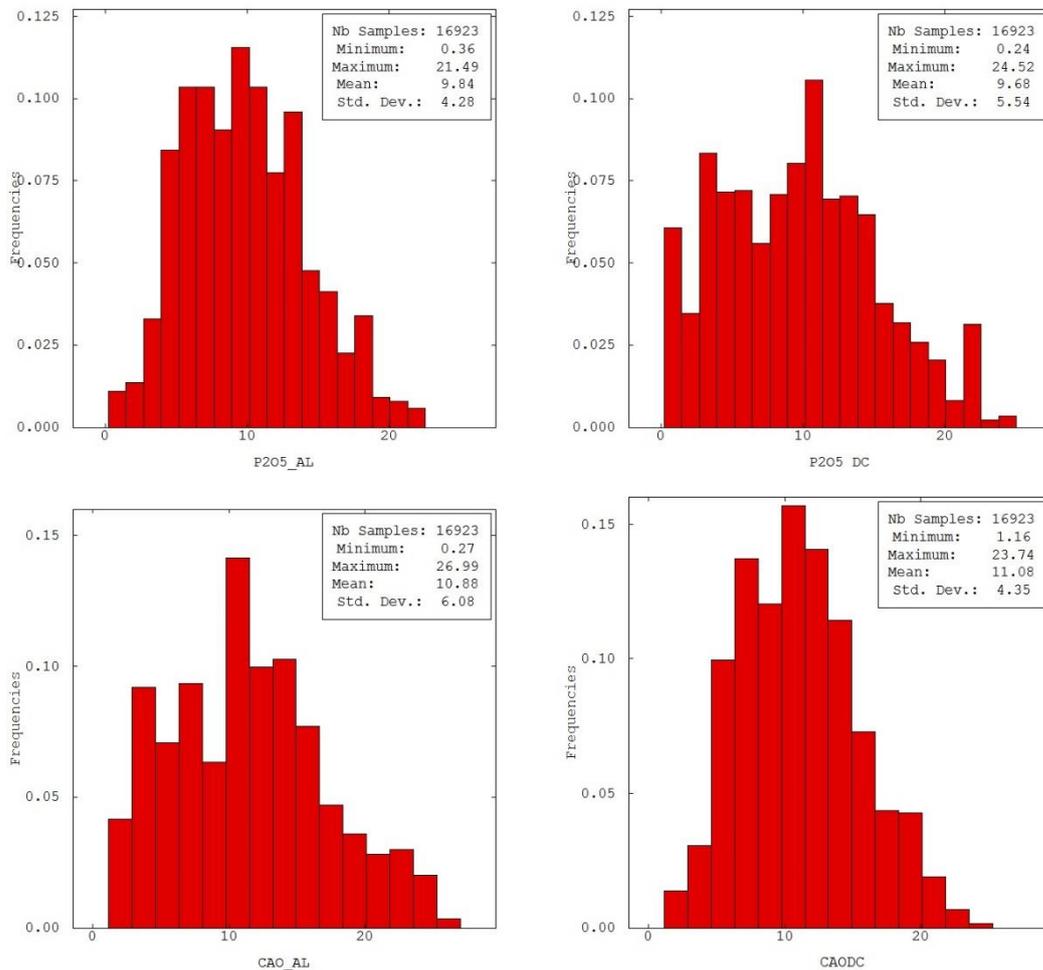
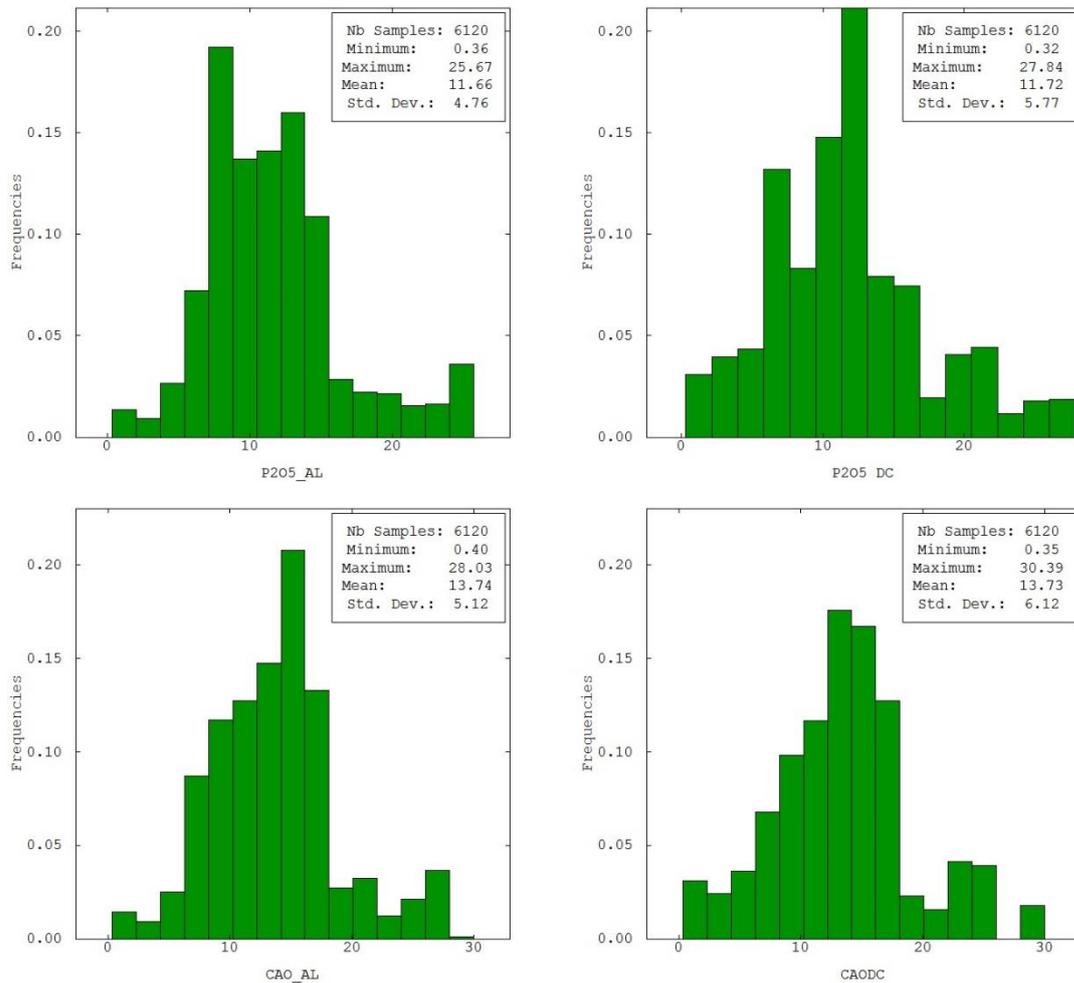


Figura 27 - Histogramas do modelo de blocos estimado (esquerda) e desagrupados (direita) no domínio MTMB.



Por fim, como mostra a Tabela 7, as médias dos modelos de blocos estimado e desagrupado foram sumarizadas.

Tabela 7 - Sumário das médias estimadas e desagrupadas.

	OXMOX		MTMB	
	Declus	Krig	Declus	Krig
%P ₂ O ₅	9.68	9.84	11.72	11.66
%CaO	10.88	11.08	13.73	13.74
%SiO ₂	28.01	28.65	24.83	25.02

8.4 Análise de Deriva

O método final de validação das estimativas foi a análise de deriva, onde a média local das amostras é comparada com a média local dos blocos estimados. Neste caso, a média local das amostras é representada pela média local dos blocos desagrupados.

Essa comparação é feita ao longo dos eixos X, Y e Z em todo o depósito, onde segmentos, ou fatias, são feitas e as médias confrontadas. Quanto mais próximos os valores médios, mais próxima estará a estimativa dos dados reais.

Para a análise de deriva dos domínios OXMOX e MTMB usou-se setores de 50 metros nas direções X e Y e 25 metros na direção Z. A análise de deriva de deriva é muito similar entre os atributos, dado que a mesma estratégia de krigagem foi utilizada em todas as estimativas. As Figuras 28 à 33 mostram os resultados.

Figura 28 - Análise de deriva do domínio OXMOX na direção E-W.

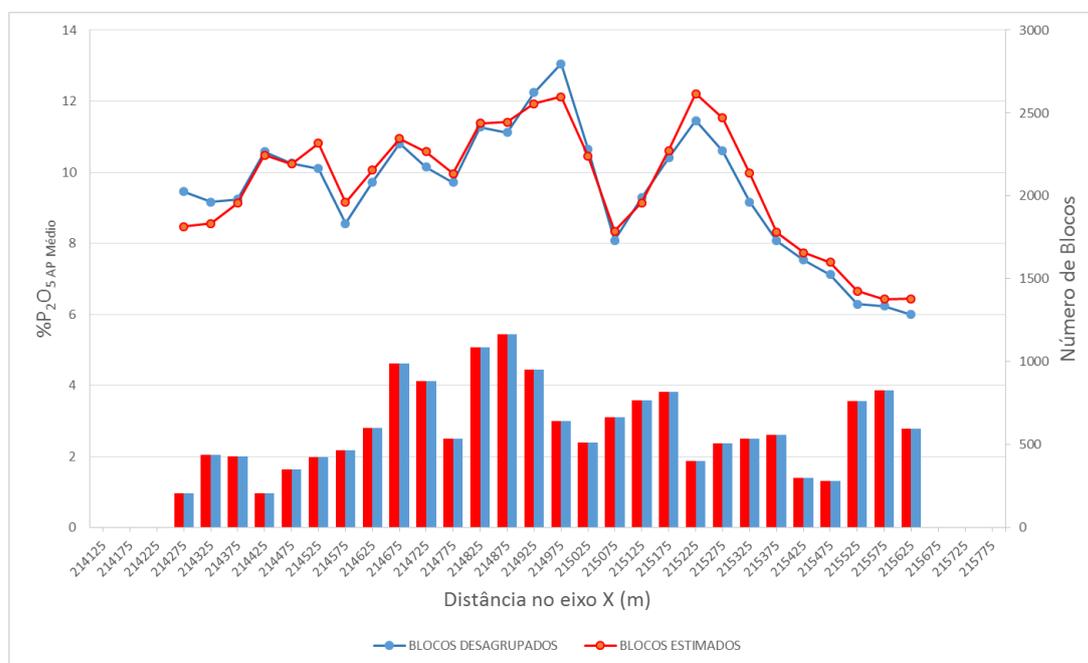


Figura 29 - Análise de deriva do domínio OXMOX na direção N-S.

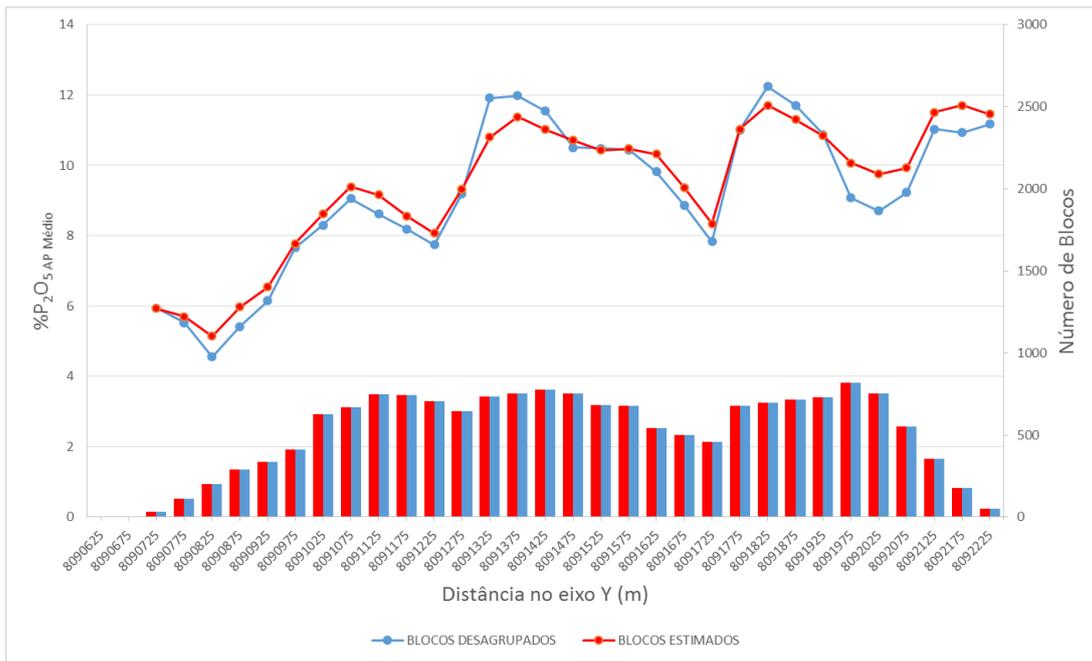


Figura 30 - Análise de deriva do domínio OXMOX na direção vertical.

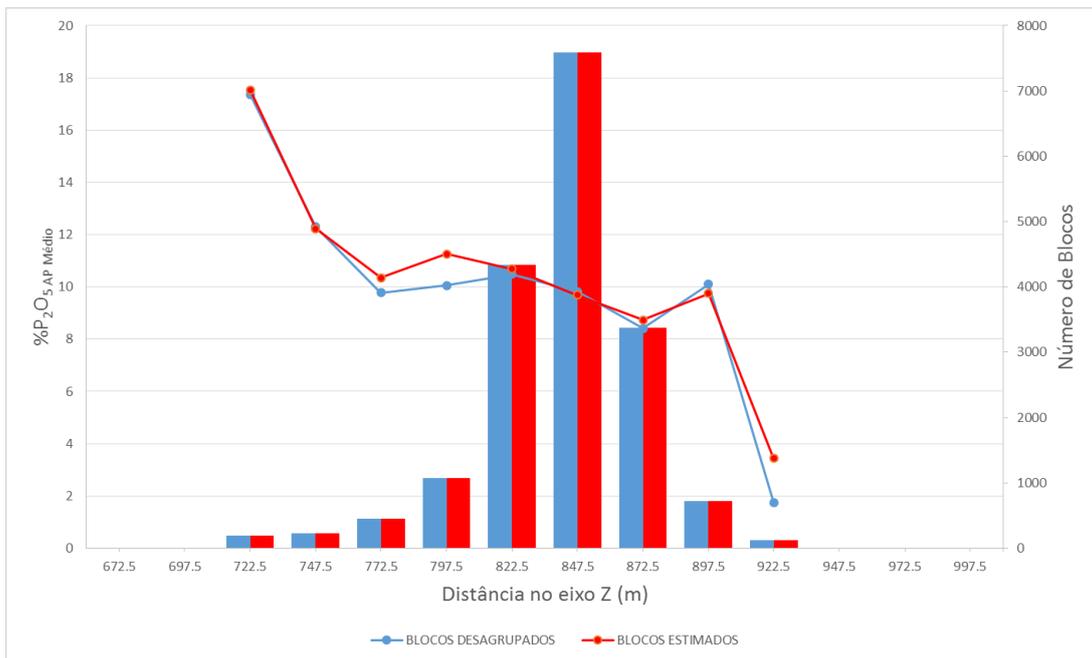


Figura 31 - Análise de deriva do domínio MTMB na direção E-W.



Figura 32 - Análise de deriva do domínio MTMB na direção N-S.

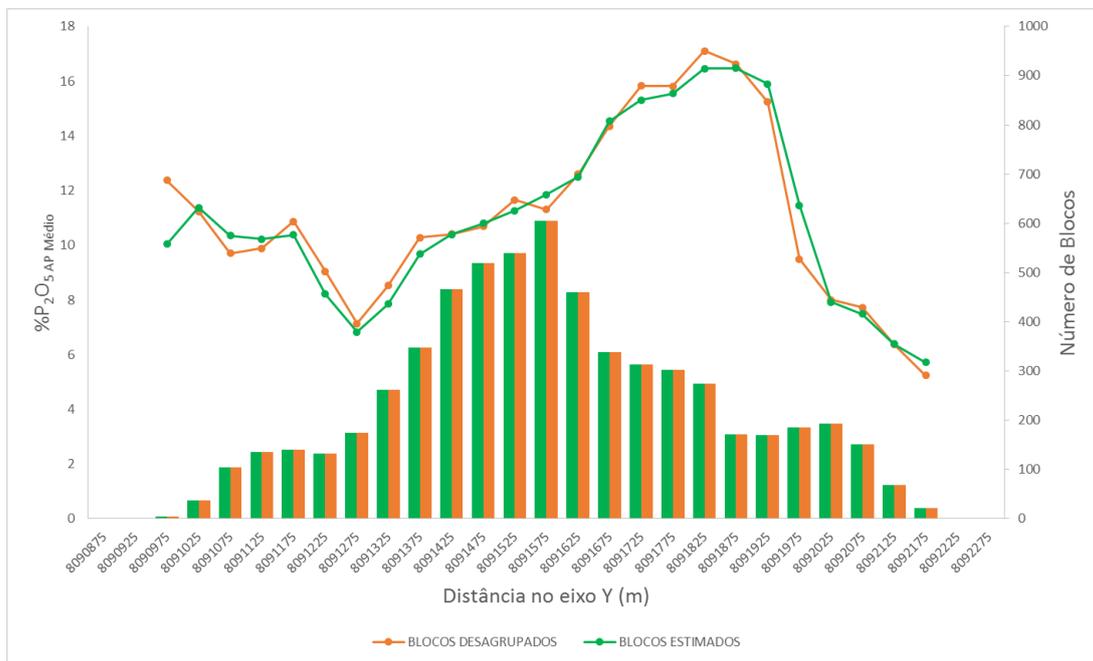
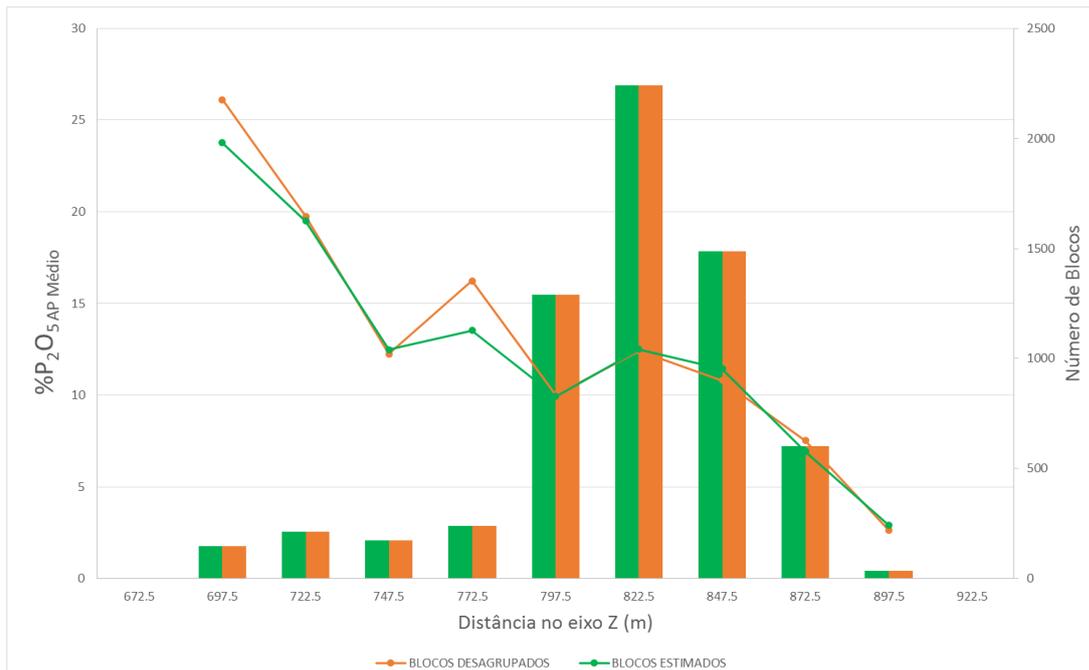


Figura 33 - Análise de deriva do domínio MTMB na direção vertical.



9 Classificação de Recursos

O inventário de recursos e reservas minerais tem papel crucial para conjunto de ativos de atividades de mineração. Sua estimativa confiável é decisiva tanto para estudos preliminares de viabilidade quanto para a operação a curto prazo de um empreendimento.

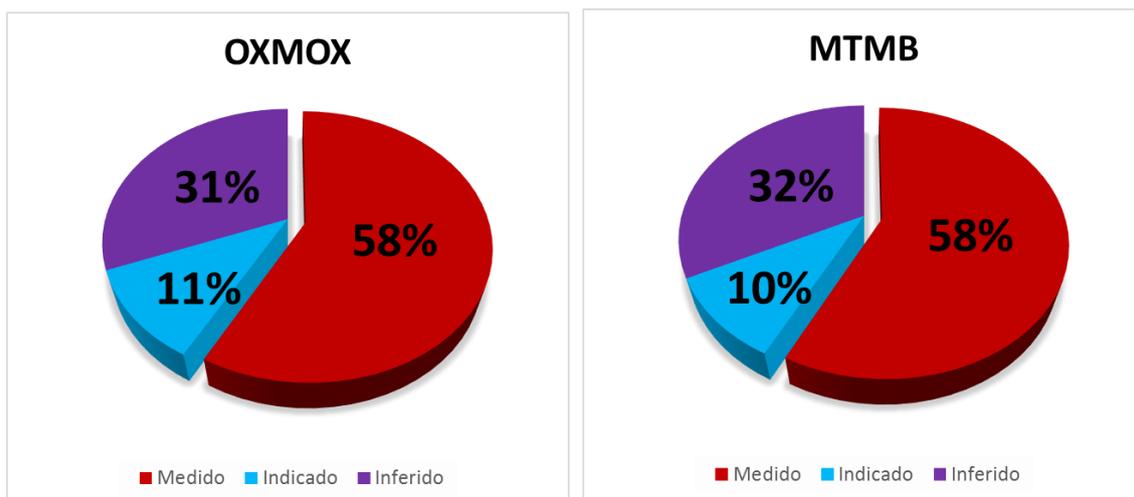
Recursos minerais são subdivididos em classes associadas ao grau de certeza das estimativas dos blocos. A definição das reservas de minério, as quais são baseadas nos recursos minerais estimados após a aplicação de diversos parâmetros técnicos e econômicos, compoem um conjunto de cenários que devem fazer referência e alertar para a existência de um nível de erro potencial.

Para a classificação de recursos do modelo de blocos foi utilizada a ferramenta de expansão do elipsoide de busca dentro da função *estimate* no software *Studio 3*. Foram posicionados 3 elipsoides concêntricos de dimensões crescentes em cada bloco a ser estimado. Caso as condições de mínimo e máximo número de amostras fosse estabelecida no elipsoide de menor alcance, com 60% da variância dos dados, o bloco foi classificado como medido. Caso as condições fossem satisfeitas apenas dentro do segundo elipsoide, com fator de expansão de 1.2 vezes, o bloco foi classificado como indicado. E finalmente, se nenhuma das condições anteriores fosse cumprida, o bloco foi classificado como inferido.

9.1 Quantificação de Recursos

Após classificados, os volumes dos blocos medidos, indicados e inferidos foram calculados. Assim, é possível quantificar a massa de minério presente em cada categoria, bem como a massa de mineral de minério contida em cada classe. Em relação ao número de blocos de cada domínio a classificação final - apresentada na Figura 34 - indica que mais da metade dos blocos foram classificados como medidos.

Figura 34 - Percentuais de blocos medidos, indicados e inferidos para os dois domínios geológicos.



Conforme mencionado no item 4.3, adotou-se uma densidade de 2.1t/m³ para o cálculo da massa de minério. As Tabelas 8 e 9 mostram a massa de minério dentro de cada domínio.

Tabela 8 - Quantificação de recursos do domínio de minério Oxidado e Micáceo Oxidado.

OXMOX	Massa de Minério (t)	Massa de P ₂ O ₅ ap. (t)	Teor médio (%)
Medido	45,850,712.91	4,853,703.41	9.45
Indicado	6,325,307.85	692,242.05	9.14
Inferido	16,549,781.12	1,729,239.05	9.57
Total	68,725,801.88	7,275,184.51	9.45

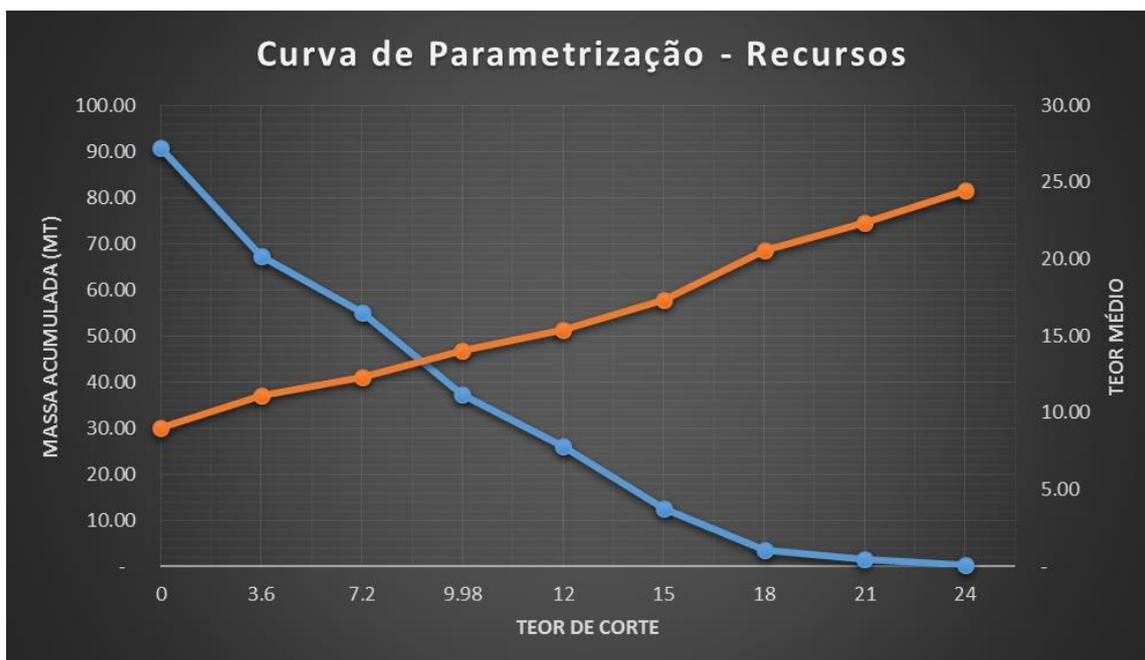
Tabela 9 - Quantificação de recursos do domínio de minério Micáceo de Topo e de Base.

MTMB	Massa de Minério (t)	Massa de P ₂ O ₅ ap (t)	Teor médio (%)
Medido	15,646,740.46	1,729,383.24	9.05
Indicado	2,220,581.52	274,049.86	8.10
Inferido	4,301,322.71	530,551.20	8.11
Total	22,168,644.69	2,533,984.30	8.75

9.2 Curva de Parametrização

A curva de parametrização é uma ferramenta prática de análise no que diz respeito aos recursos passíveis de serem lavrados. A partir de um teor de corte arbitrário, sabe-se um valor aproximado da massa de minério a ser lavrado e o seu respectivo teor médio. A Figura 35 mostra a curva de parametrização obtida para o modelo de blocos.

Figura 35 - Curva de parametrização do modelo de blocos dos dois domínios.



Pode-se observar pelas curvas que, para um teor de corte de aproximadamente 7.2%, serão lavradas aproximadamente 55 Mt de minério com um teor médio de aproximadamente 12.5% de P_2O_5 Apatítico.

10 Planejamento de Lavra

Planejamento e design de mina a céu aberto é um processo de tomada de decisões que leva a um plano realista e factível para a exploração rentável de recursos minerais. O planejamento pode ser realizado por uma vasta gama de intervalos de tempo, desde o muito curto, por exemplo, atividades do próximo turno de mineração, até o mais longo, por exemplo, a extração rentável durante toda a vida útil da mina (Whittle, D., 2011).

Deve-se, a partir do modelo geológico e das reservas conhecidas, definir a maneira de exploração da jazida. Para tanto, uma série de parâmetros devem ser anteriormente definidos, os quais serão abordados neste capítulo e englobam a caracterização geológica, parâmetros geológicos, análise cinemática, estudo de estabilidade dos taludes, desenvolvimento de um plano de lavra, dimensionamento dos equipamentos e sequenciamento de lavra.

São evidentes a importância e o impacto do planejamento de lavra no projeto e na futura decisão de viabilizar o mesmo ou não. Além da óbvia influência econômica desta etapa, deve-se ressaltar o impacto operacional que pode ser gerado, por exemplo, ao se dimensionar de forma errônea os equipamentos para lavra ou para o beneficiamento.

O presente estudo separou o planejamento em 5 tópicos principais (Definições globais, análise cinemática, estabilidade de taludes, design de cava, dimensionamento de frota e sequenciamento) sendo que, cada tópico, foi subdividido, englobando assim as principais etapas de um estudo de pré-viabilidade de um projeto mineiro.

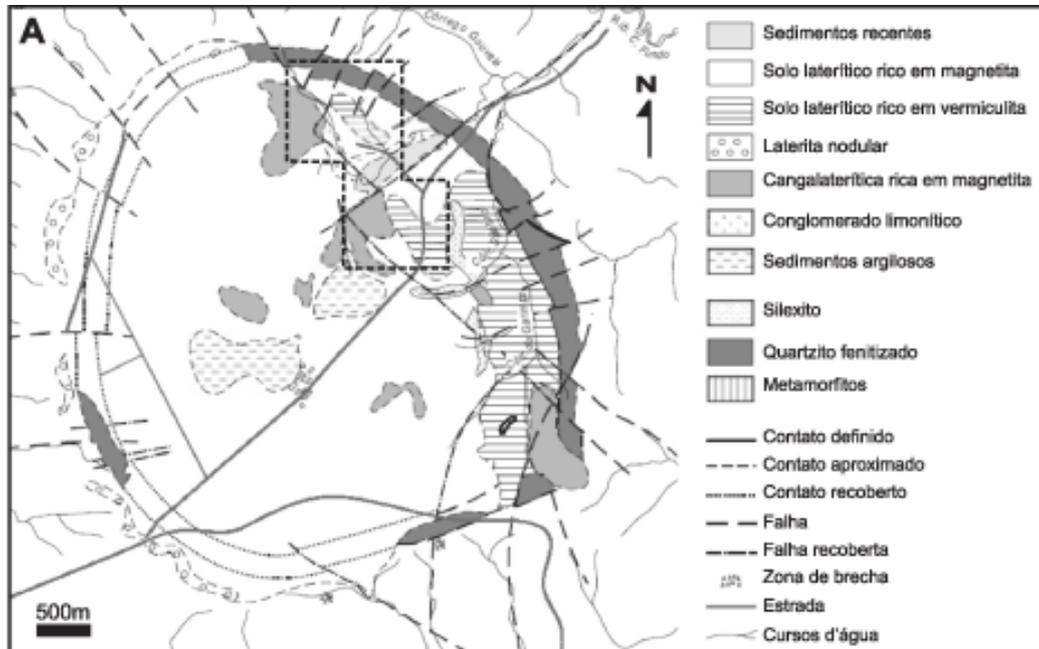
11 Definições globais

11.1 Caracterização geológica

O depósito em questão foi alocado em Catalão – GO. O complexo ultramáfico alcalino-carbonatítico de Catalão constitui uma estrutura dômica, como apresentada na Figura 36, com uma superfície de forma aproximadamente elíptica cujos eixos N-S e E-W medem 6 e 5,5 km, respectivamente, tendo seu relevo sustentado por um anel de rochas quartzíticas encaixantes fenitizadas (Carvalho, 1974). Catalão (85 Ma; Amaral et al., 1967; Sonoki e Garda, 1988) pertence à Província Ígnea Alcalina do Alto Paranaíba (Almeida, 1983; Ulbrich e Gomes, 1981). Representativa do magmatismo alcalino do Cretáceo Superior, esta província ocorre nas bordas da Bacia do Paraná, ao longo de falhas profundas de direção NW. É representada por um conjunto de rochas kamafugíticas, kimberlíticas e carbonatíticas sob a forma de diques, pipes, plugs, diatremas, exalações, lavas e grandes complexos plutônicos. A região corresponde a uma

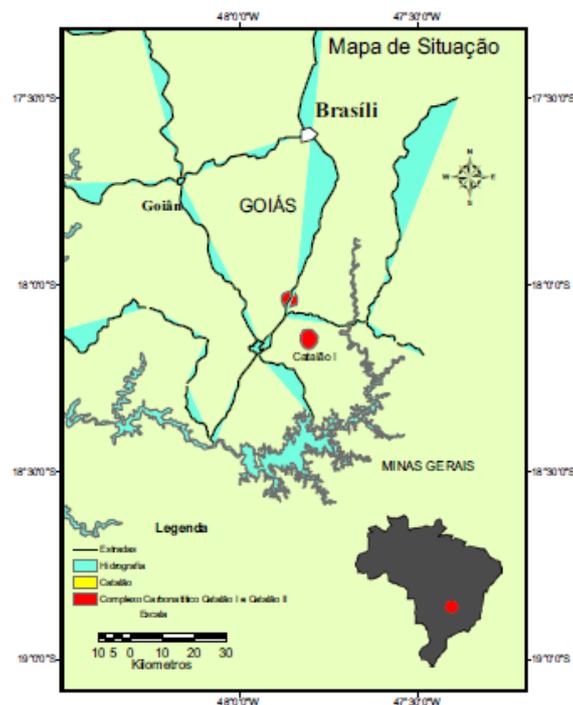
das volumetricamente mais extensas províncias máfico-potássicas no mundo (Gibson et al., 1995; Araújo et al., 2001; Gomes e Comin-Chiaramonti, 2005).

Figura 36 – Litologias presentes do depósito.



Tal localização, exibida na Figura 37, foi determinada por se tratar de uma área tradicional em mineração de rochas fosfáticas e pelo fácil acesso e boa infraestrutura devido à proximidade de cidades industrializadas e complexos Mineró-Químicos.

Figura 37 - Localização do depósito.



Levando em consideração a descrição geológica inicial feita nesse estudo, para o planejamento de lavra, a tipologia considerada englobou o minério oxidado, micáceo oxidado, micáceo de topo e micáceo de base, determinando tais como o minério a ser lavrado. Tal decisão levou em conta a dificuldade em quantificar através da função benefício a influência de cada contaminante na recuperação do mineral de minério. O minério silico-carbonatado foi desconsiderado na extração pois, atualmente não existe uma linha de beneficiamento conhecida para esse tipo de material. A Tabela 10 demonstra a tipologia considerada para a lavra.

Tabela 10 – Tabela demonstrativa das litologias consideradas para a lavra.

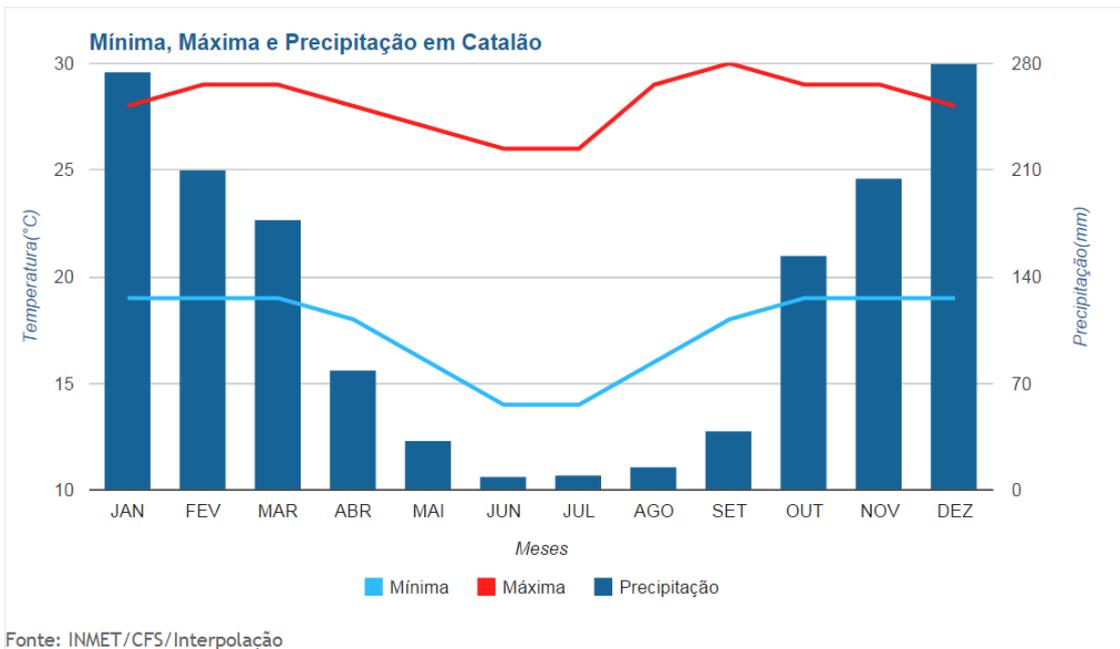
INTEMPERISMO	TIPOLOGIA	LITOLOGIA					
COBERTURA	COBERTURA	SOLO					
		ARGILITO					
ALOTERITO		CANGA					
		TURFA					
ISALTERITO	OXIDADO	FOSCORITO	FLOGOPTITO	SILEXITO	GRANITOIDES TIPO SERRA NEGRA	HIDROTERMALITO	CARBONATITO
	MICÁCEO OXIDADO						
	MICÁCEO DE TOPO						
	MICÁCEO DE BASE						
ROCHA ALTERADA	SILICO-CARBONATADO						
ROCHA FRESCA	ROCHA FRESCA				CARBONATITO	BEBEDOURITO	

11.2 Clima da região

A importância do estudo da precipitação pluviométrica por meio de séries históricas é de grande valor para entender sua distribuição espacial e sazonal (Costa *et al.*, 2012). Dessa forma, foram pesquisadas as médias históricas da região de Catalão – GO para, assim, compreendermos o impacto que a precipitação pluviométrica geraria no empreendimento em estudo.

A Figura 38 mostra a variação na temperatura e na precipitação ao longo do ano na região de Catalão. É possível notar a presença de um período seco (maio a setembro) e um úmido (outubro a abril) na região alocada e que a temperatura média da região varia de 15°C até 30°C ao longo do ano.

Figura 38 – Gráfico da variação climática na região alocada.



As médias históricas, do período e do período úmido da região de Catalão de 1974 até 2008 estão demonstradas nas Figuras 39 à 41. É possível notar que, a média anual de precipitação fica em torno de 1400mm sendo que 1300mm ocorrem no período úmido e 100mm no período seco.

Figura 39 – Mapa da média pluviométrica anual total no estado de Goiás (1974 - 2008).

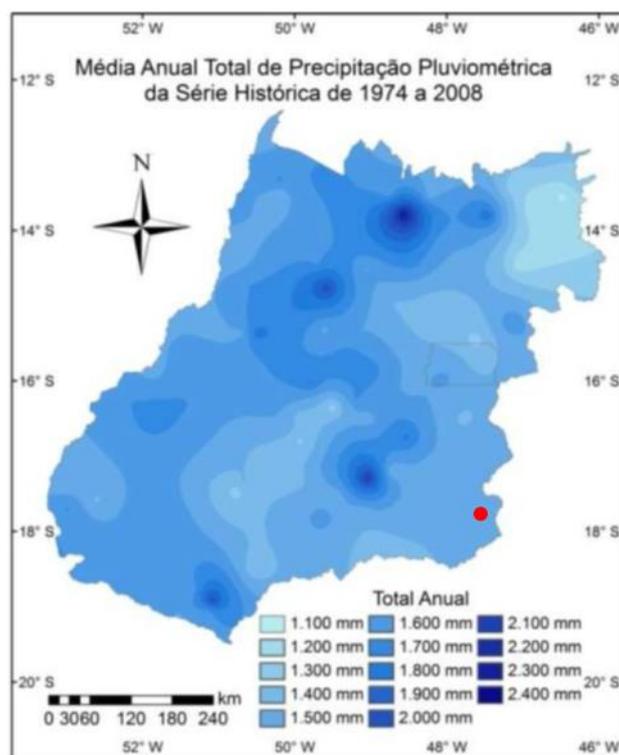
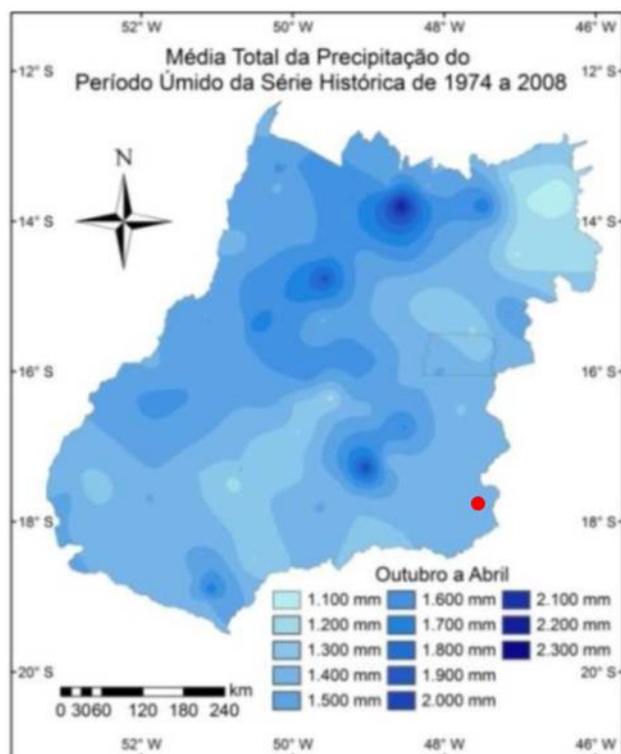


Figura 40 - Mapa da média pluviométrica total do período seco no estado de Goiás (1974 - 2008).



Figura 41 - Mapa da média pluviométrica total do período úmido no estado de Goiás (1974 - 2008).



11.3 Parâmetros geomecânicos

Taludes em mineração a céu-aberto requerem, para o seu projeto e dimensionamento, duas condições de contorno: (i) segurança em relação ao escorregamento de blocos e estabilidade da cava e (ii) economia quanto a relação estéril/minério. Portanto, deve-se procurar estabelecer a geometria que atenda essas condições de contorno. Isto significa que a cava e os taludes de bancada devem ser o mais vertical possível para atender a segunda condição de contorno, mas devem possuir fator de segurança necessário para garantir estabilidade das escavações e segurança dos trabalhadores e equipamentos para atender a primeira condição.

No caso em estudo, os parâmetros para o maciço rochoso e para as discontinuidades foram estipulados utilizando a classificação geomecânica GSI – Geological Strength Index (Hoek and Brown, 1997; Wyllie and Bah, 2005).

A classificação geomecânica GSI – Geological Strength Index (Hoek e Brown, 1997) define a resistência do maciço rochoso em função da resistência a compressão simples da rocha e da geologia estrutural do maciço e sua qualidade em termos de rugosidade e preenchimento.

A partir dos ábacos do *software* RocData 3.0, foi definido que o valor de GSI que melhor representa o maciço rochoso para o minério e para o estéril são 40 e 30, respectivamente, conforme as Figura 42 à 45. O valor do GSI substitui o valor de GSI igual a 100, que representa a rocha intacta, sem a presença de fraturas ou discontinuidades, e o resultado é a definição dos parâmetros para maciço rochoso por meio do critério de ruptura de Hoek e Brown (1997).

Figura 42 - Estimativa do GSI para maciços rochosos fraturados – Minério.

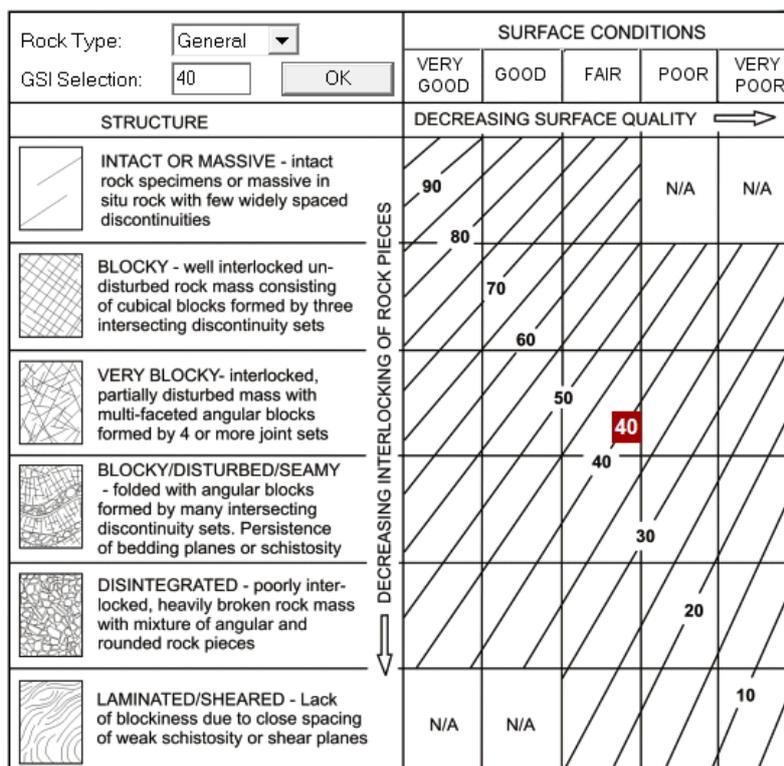


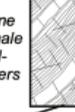
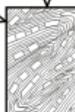
Figura 43 - Estimativa do GSI para maciços rochosos heterogêneo – Minério.

Rock Type: <input type="text" value="Flysch"/> GSI Selection: <input type="text" value="40"/> <input type="button" value="OK"/>		SURFACE CONDITIONS OF DISCONTINUITIES				
COMPOSITION AND STRUCTURE		VERY GOOD	GOOD	FAIR	POOR	VERY POOR
	A. Thick bedded, very blocky sandstone The effect of pelitic coatings on the bedding planes is minimized by the confinement of the rock mass. In shallow tunnels or slopes these bedding planes may cause structurally controlled instability.	70	60			
	B. Sandstone with thin inter-layers of siltstone		50			
	C. Sandstone and siltstone in similar amounts					
	D. Siltstone or silty shale with sandstone layers					
	E. Weak siltstone or clayey shale with sandstone layers					
C, D, E and G - may be more or less folded than illustrated but this does not change the strength. Tectonic deformation, faulting and loss of continuity moves these categories to F and H.						
	F. Tectonically deformed, intensively folded/faulted, sheared clayey shale or siltstone with broken and deformed sandstone layers forming an almost chaotic structure			30		
	G. Undisturbed silty or clayey shale with or without a few very thin sandstone layers				20	
	H. Tectonically deformed silty or clayey shale forming a chaotic structure with pockets of clay. Thin layers of sandstone are transformed into small rock pieces.					10
➔ : Means deformation after tectonic disturbance						

Figura 44 - Estimativa do GSI para maciços rochosos fraturados – Estéril

Rock Type: <input type="text" value="General"/> GSI Selection: <input type="text" value="30"/> <input type="button" value="OK"/>		SURFACE CONDITIONS				
STRUCTURE		VERY GOOD	GOOD	FAIR	POOR	VERY POOR
	INTACT OR MASSIVE - intact rock specimens or massive in situ rock with few widely spaced discontinuities	90			N/A	N/A
	BLOCKY - well interlocked undisturbed rock mass consisting of cubical blocks formed by three intersecting discontinuity sets	80				
	VERY BLOCKY- interlocked, partially disturbed mass with multi-faceted angular blocks formed by 4 or more joint sets		70			
	BLOCKY/DISTURBED/SEAMY - folded with angular blocks formed by many intersecting discontinuity sets. Persistence of bedding planes or schistosity		60			
	DISINTEGRATED - poorly interlocked, heavily broken rock mass with mixture of angular and rounded rock pieces		50			
	LAMINATED/SHEARED - Lack of blockiness due to close spacing of weak schistosity or shear planes		40			
				30		
					20	
						10
		N/A	N/A			

Figura 45 - Estimativa do GSI para maciços rochosos heterogêneo – Estéril.

Rock Type: <input type="text" value="Flysch"/> GSI Selection <input type="text" value="30"/> <input type="button" value="OK"/>		SURFACE CONDITIONS OF DISCONTINUITIES				
COMPOSITION AND STRUCTURE		VERY GOOD	GOOD	FAIR	POOR	VERY POOR
	A. Thick bedded, very blocky sandstone The effect of pelitic coatings on the bedding planes is minimized by the confinement of the rock mass. In shallow tunnels or slopes these bedding planes may cause structurally controlled instability.	70	60			
						
C,D, E and G - may be more or less folded than illustrated but this does not change the strength. Tectonic deformation, faulting and loss of continuity moves these categories to F and H.			50	40		
	F. Tectonically deformed, intensively folded/faulted, sheared clayey shale or siltstone with broken and deformed sandstone layers forming an almost chaotic structure			30		
					20	
	G. Undisturbed silty or clayey shale with or without a few very thin sandstone layers					10
→ : Means deformation after tectonic disturbance						

i. Maciço

Maciço rochoso é um conjunto de blocos de rochas justapostos, limitados pelas discontinuidades existentes. Dependendo das modificações ou solicitações que o maciço esteja exposto (escavações, uso de explosivos, pilhas de estéril, entre outros), ele irá buscar, novamente, a situação de equilíbrio (Guidicini e Nieble, 1984).

Os principais fatores que coordenam a condição geomecânica do maciço são: grau de fraturamento, grau de alteração e grau de resistência.

O grau de fraturamento em geral, para uma aproximação inicial, pode ser contado o número de fraturas em uma dada direção, utilizando-se o número de fraturas por metro. Outra forma é ter disponível os testemunhos de sondagem e contabilizar as amostras maiores que 10 cm e dividir esse valor pelo tamanho total do testemunho, obtendo, assim, o valor de RQD – *Rock Quality Designation*. É importante salientar, que o ideal é utilizar informações coletadas no campo, testemunhos de sondagem e se possível relacionar com dados geofísicos. Para, desta forma, ter uma maior confiabilidade dos dados amostrados.

O grau de alteração é um parâmetro difícil de ser definido em campo. Tal fator pode ser determinado em uma avaliação macroscópica das características petrográficas da rocha como cor dos minerais, brilho e friabilidade.

O grau de resistência pode ser avaliado através de alguns ensaios em laboratório tais como: Resistência a Compressão Uniaxial, Resistência a Compressão Triaxial, *Point Load Test*. Cada um destes ensaios fornece um dado específico.

Ensaio de Compressão Uniaxial fornece medidas de deformações axiais e radiais para obtenção da Resistência à Compressão Uniaxial, Módulo de Young, e Coeficiente de Poisson; Ensaio de Compressão Triaxial para obtenção das envoltórias de resistência, ângulo de atrito e intercepto coesivo; Ensaio de Carga Pontual (*Point Load Test*) para a estimativa da Resistência à Compressão Uniaxial.

Para o depósito, os parâmetros geomecânico definidos estão descritos nas Tabelas 11 e 12, diferenciados entre o minério e o estéril considerados no presente estudo.

Tabela 11 - Parâmetros geomecânicos para o minério.

Parâmetros - Minério	
Densidade (t/m ³)	2.1
Grau de consistência	Friável
sigci (Compressão uniaxial) (MPa)	75
mi (Constante da rocha intacta)	7
GSI (Índice de resistência geológica)	40
D (Fator de perturbação)	0.7
Coesão (MPa)	0.153
Ângulo de atrito (°)	50.10

Tabela 12 - Parâmetros geomecânicos para o estéril.

Parâmetros - Estéril	
Densidade (t/m ³)	1.8
Grau de consistência	Friável
sigci (Compressão uniaxial) (MPa)	35
mi (Constante da rocha intacta)	7
GSI (Índice de resistência geológica)	30
D (Fator de perturbação)	0.7
Coesão (MPa)	0.057
Ângulo de atrito (°)	40.24

ii. Fraturas

Descontinuidades são estruturas geológicas que interrompem a continuidade da matriz rochosa. Pode ter origem tectônica como as dobras, foliações e juntas ou de origem mecânica como as juntas de alívio. Em um maciço rochoso as descontinuidades geralmente ocorrem em famílias, conjunto de estruturas planares, aproximadamente paralelas entre si (Azevedo e Marque, 2002) e, grupos de famílias que se interceptam, chamados de sistemas. Suas características são levantadas em campo e são: atitude, espaçamento, persistência, rugosidade, abertura e preenchimento, número de famílias e tamanho do bloco.

Para o depósito alvo deste estudo, foi determinado a presença de 3 famílias de fraturas definidas conforme mapas geológicos da região onde o mesmo foi alocado e, os parâmetros das descontinuidades atribuídas estão descritos na tabela abaixo:

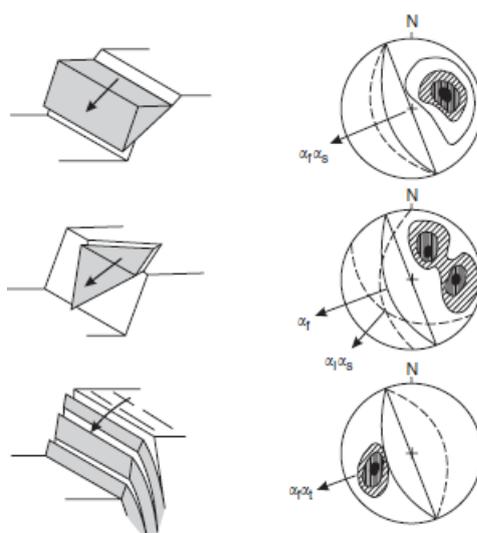
Tabela 13 - Parâmetros geomecânicos para as fraturas.

Parâmetros - Fraturas				
Fratura	Dip (°)	Dip Direction (°)	Coesão (t/m ²)	Ângulo de atrito (°)
1	50	265	3.57	28
2	45	190	3.16	32
3	10	225	2.86	37.5

12 Análise cinemática

A análise cinemática é realizada por meio do estereograma onde são lançadas as orientações das discontinuidades e do talude em estudo. Essa relação de descontinuidade irá definir o tipo de escorregamento. A Figura 46 mostra os estereogramas correspondentes para cada tipo de escorregamento.

Figura 46 - Relação entre estereograma das descontinuidades e talude para cada tipo de escorregamento (planar, cunha e tombamento, respectivamente).



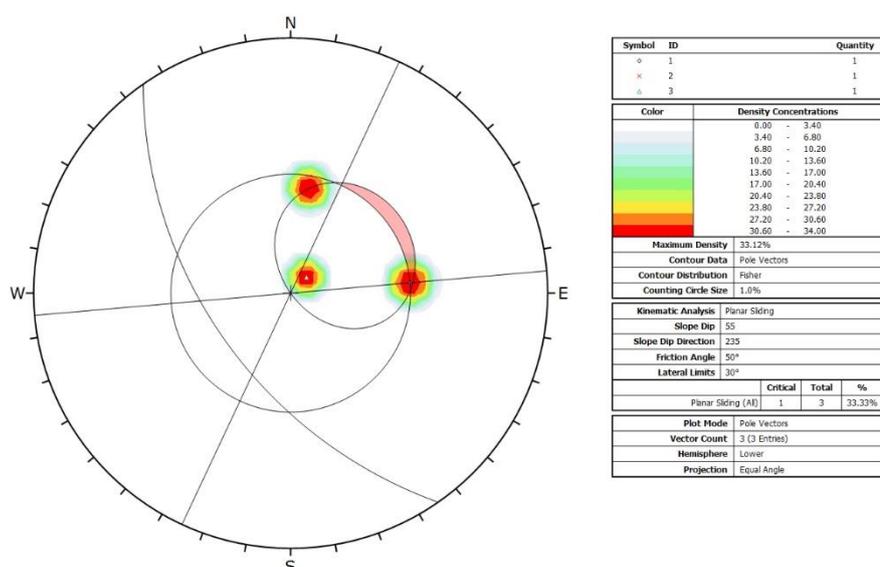
A cava foi dividida em setores, conforme a orientação da cava e, a análise cinemática é feita em cada setor da mina. Para o presente estudo, a mina foi dividida em 4 setores principais (SW, NW, NE e SE) onde, para cada setor, foi determinada a sua orientação e foi analisado o risco de ruptura planar, cunha e/ou tombamento com a utilização do *software* Dips 6.0. Para tal análise, o único setor que apresentou risco foi o 55/235 para ruptura planar e, o estereograma para tal está representado na Figura 47.

Os resultados da análise cinemática estão sumarizados na Tabela 14.

Tabela 14 - Risco de ruptura em cada setor.

Risco de Ruptura					
Setor	Dip (°)	Dip Direction (°)	Planar (%)	Cunha (%)	Tombamento (%)
SW	55	235	33.33	0	0
NW	55	310	0	0	0
NE	55	55	0	0	0
SE	55	130	0	0	0

Figura 47- Análise cinemática para ruptura planar – Setor SW (55/235).



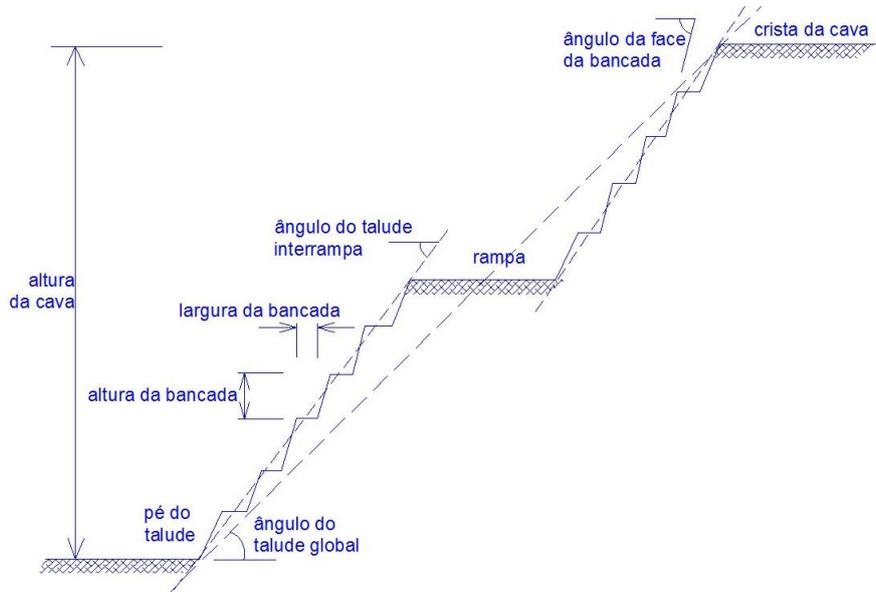
13 Estabilidade de taludes

O fator de segurança considerado para escavações em mineração a céu-aberto recomendado deve ser estabelecido entre 1.2 e 1.4 (Wyllie e Mah, 2005). Nesse trabalho foi adotado o limite de segurança de 1.3 para os taludes locais e, para os taludes globais, o fator de segurança considerado foi de 1.8, valor determinado conforme a literatura prevê.

A análise de estabilidade dos taludes levou em consideração as informações geradas e descritas nos itens anteriores. Esses parâmetros são: (i) se talude global ou local; (ii) geometria e orientação (dip/dip direction) do talude; (iii) orientação (dip/dip direction) das discontinuidades; (iv) propriedades mecânicas das discontinuidades e do maciço rochoso. Esses parâmetros foram utilizados na análise de estabilidade para os taludes globais e locais.

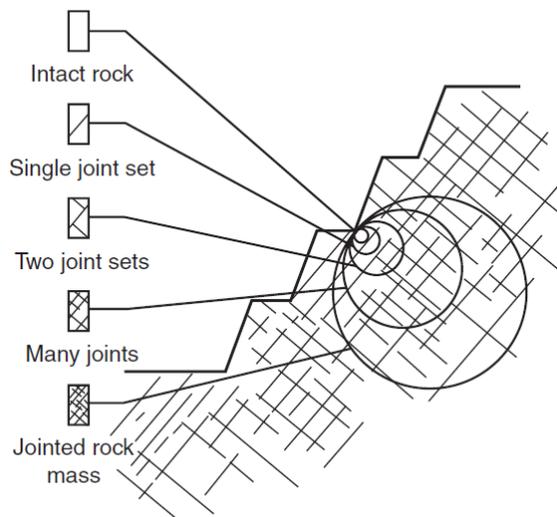
Quando se fala em mina a céu-aberto, a geometria da cava possui particularidades que devem ser consideradas na análise de estabilidade. A Figura 48 mostra a geometria de uma cava típica com sua nomenclatura. Dois tipos de taludes são definidos: (i) talude global e (ii) talude local ou bancadas individuais.

Figura 48 - Geometria típica de cava para mina a céu-aberto e suas respectivas nomenclaturas.



Torna-se importante definir os tipos de taludes para a análise de estabilidade devido ao efeito escala. Isto significa que para o talude global, o tamanho do bloco formado pelo espaçamento das descontinuidades é pequeno quando comparado a altura do talude, logo a análise de estabilidade deve levar em consideração a persistência e conexão entre as fraturas, induzindo um escorregamento não em plano definido (escorregamento em superfície circular). Ao contrário, para um talude local o bloco é grande comparado a altura do talude e, logo, o escorregamento é controlado pela descontinuidade (escorregamento em plano ou cunha). A Figura 49 mostra esse efeito escala em relação à altura dos taludes e tamanho dos blocos formados pelo espaçamento das descontinuidades.

Figura 49 - Efeito escala dos blocos formados pelas descontinuidades para a análise de estabilidade de taludes em rocha.



Três métodos para análise de estabilidade dos taludes foram utilizados: (i) analíticos por meio da metodologia de Bishop e Janbu para escorregamento com geometria circular, usando o *software* Slide v.5.0; (ii) métodos analíticos em escorregamentos e tombamentos em planos condicionados em fraturas utilizando os *softwares* Swedge v.5.0 e Rocplane v.2.0 e, (iii) método numérico por meio de elementos finitos, utilizando o *software* Phase2 v.8.0 da Rocscience Inc.

13.1 Estabilidade Local

Para os taludes locais foram analisados os movimentos de tombamento, planar e cunha. Esses movimentos foram analisados por meio do método de equilíbrio limite e utilizando os *softwares* Rocplane e Swedge.

Para análise de estabilidade de taludes locais, onde os escorregamentos são controlados pelas discontinuidades, a primeira tarefa é definir que tipo ou condição de movimento tem chance de ocorrer no talude. O tipo de escorregamento ocorre com a relação de orientação das discontinuidades e a orientação do talude. Isto significa que uma família de discontinuidade que está condicionando o escorregamento planar em um talude, não irá condicionar esse tipo de escorregamento em outro talude com orientação oposta ao primeiro. Essa definição ocorre por meio da análise cinemática (Wyllie e Mah, 2005).

Quando está definido cada tipo de escorregamento em cada setor da cava, então é calculado o fator de segurança para o tipo de escorregamento definido em cada setor da mina. O método de cálculo utilizado para o cálculo do fator de segurança é o método de equilíbrio limite, o qual calcula o fator de segurança pela relação entre as forças resistentes e as forças atuantes que querem provocar o escorregamento.

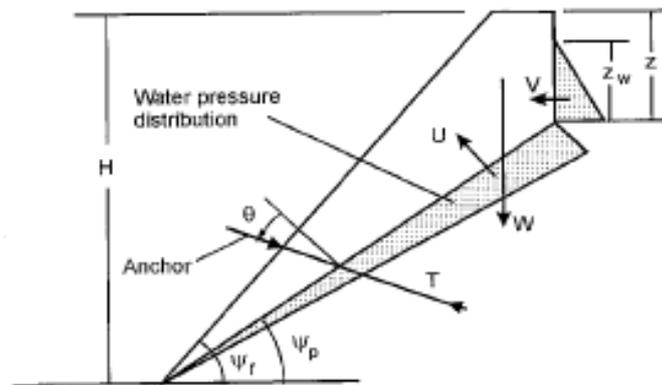
Os parâmetros ou variáveis que são utilizados nesse cálculo são semelhantes para os três tipos de escorregamento: (i) geometria e configuração do talude e da discontinuidade passível de escorregamento; (ii) propriedades de resistência da discontinuidade; (iii) massa do bloco passível de escorregamento; (iv) presença de água. Cada um desses parâmetros, apresentados na Figura 50, influênciam de maneira diferente o tipo de escorregamento.

i. Escorregamento planar

A equação empregada geral é apresentada abaixo, onde U, V, W, T são os esforços atuantes e resistentes. Esta equação de equilíbrio limite é utilizada pelo *software* Rocplane v.2, da Rocscience Inc.

$$F = \frac{F_{resistente}}{F_{atuante}} = \frac{cA + (W \cdot \cos \psi_p - U - V \cdot \sin \psi_p) \cdot \tan \phi}{W \cdot \sin \psi_p + V \cdot \cos \psi_p}$$

Figura 50 - Parâmetros considerados no escorregamento planar.



A Tabela 15 apresenta os parâmetros considerados para a análise de ruptura planar. Bem como o percentual de água limite que pode preencher a fratura para mantermos a estabilidade e o fator de segurança atribuído a esse percentual. Esse estudo foi realizado com a utilização do *software* Rocplane v.2, da Rocscience Inc.

Tabela 15 - Fator de segurança para ruptura planar.

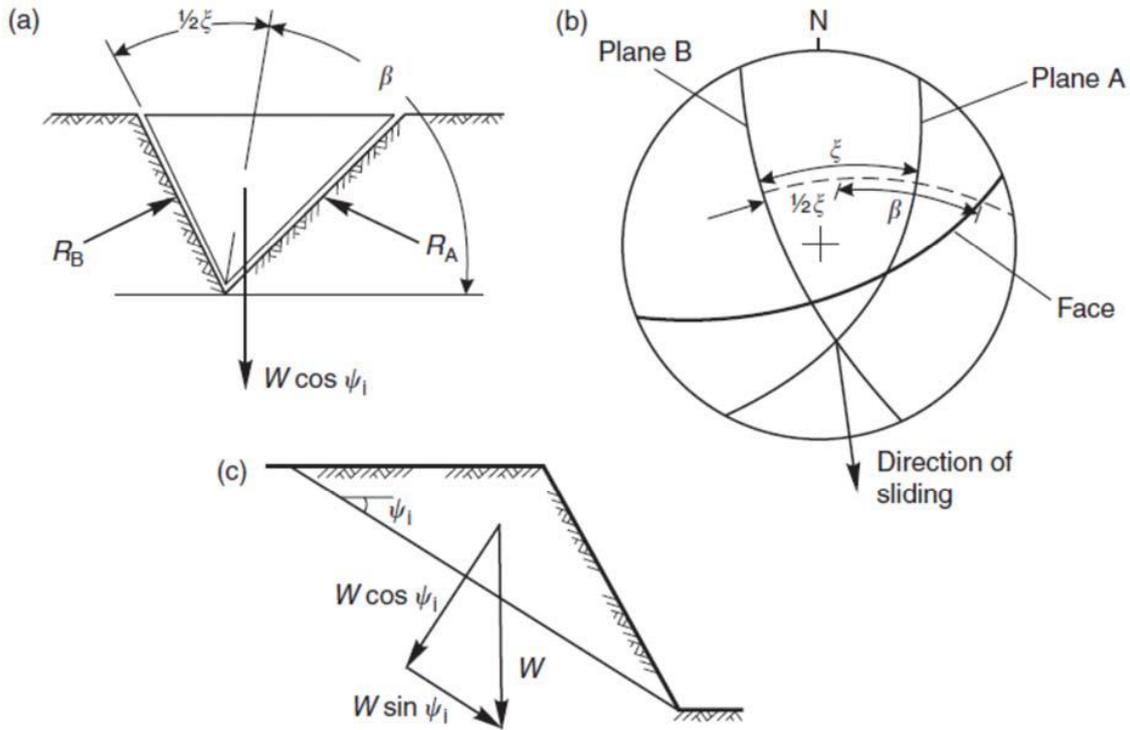
Maciço – Ruptura Planar						
Fratura	Dip (°)	Dip Direction (°)	Coesão (t/m ²)	Ângulo de atrito (°)	Percentual de água (%)	FS
1	50	265	3.57	28	79	3.9
2	45	190	3.16	32	88	1.7
3	10	225	2.86	37.5	83	1.3

ii. Escorregamento em cunha

O processo de estimar o fator de segurança é semelhante, mas agora devemos considerar duas fraturas que se intersectam formando uma cunha. Nesse caso a coesão é desconsiderada para efeitos de projeto - a favor da segurança. A Figura 51 mostra a geometria e o estereograma correspondente para o escorregamento em cunha, logo abaixo, seguem as equações para o cálculo do fator de segurança.

Esse procedimento é considerado e utilizado no *software* Swedge v.5, da Rocscience Inc.

Figura 51 - Geometria e estereograma para o cálculo de estabilidade de talude com escorregamento de uma cunha. (a) vista de frente da cunha e os ângulos entre as fraturas; (b) estereograma representando o talude e as fraturas e os respectivos ângulos; (c) seção v



A equação do Fator de segurança para escorregamento em cunha é apresentada abaixo:

$$F = \frac{(R_A + R_B) \cdot \tan \phi}{W \cdot \sin \psi_i}$$

Onde,

$$R_A + R_B = \frac{W \cdot \cos \psi_i \cdot \sin \beta}{\sin \frac{1}{2} \xi}$$

As Tabelas 16 a 19 resumizam os parâmetros considerados para a análise da ruptura em cunha bem como percentual de água limite que pode preencher a fratura para mantermos a estabilidade e o fator de segurança atribuído a esse percentual. Esse estudo foi realizado considerando os diferentes setores da cava, descritos no item 12.

Tabela 16 - Fator de segurança para ruptura em cunha – Setor 55/235.

Maciço – Ruptura em Cunha				
Fratura	Dip (°)	Dip Direction (°)	Percentual de água (%)	FS
1 e 2	50 e 45	265 e 135	92	1.3
1 e 3	50 e 10	265 e 225	100	5.4
2 e 3	45 e 10	190 e 225	100	11.2

Tabela 17 - Fator de segurança para ruptura em cunha – Setor 55/310.

Maciço – Ruptura em Cunha				
Fratura	Dip (°)	Dip Direction (°)	Percentual de água (%)	FS
1 e 2	50 e 45	265 e 135	-	-
1 e 3	50 e 10	265 e 225	-	-
2 e 3	45 e 10	190 e 225	100	12.5

Tabela 18 - Fator de segurança para ruptura em cunha – Setor 55/55.

Maciço – Ruptura em Cunha				
Fratura	Dip (°)	Dip Direction (°)	Percentual de água (%)	FS
1 e 2	50 e 45	265 e 135	-	-
1 e 3	50 e 10	265 e 225	-	-
2 e 3	45 e 10	190 e 225	-	-

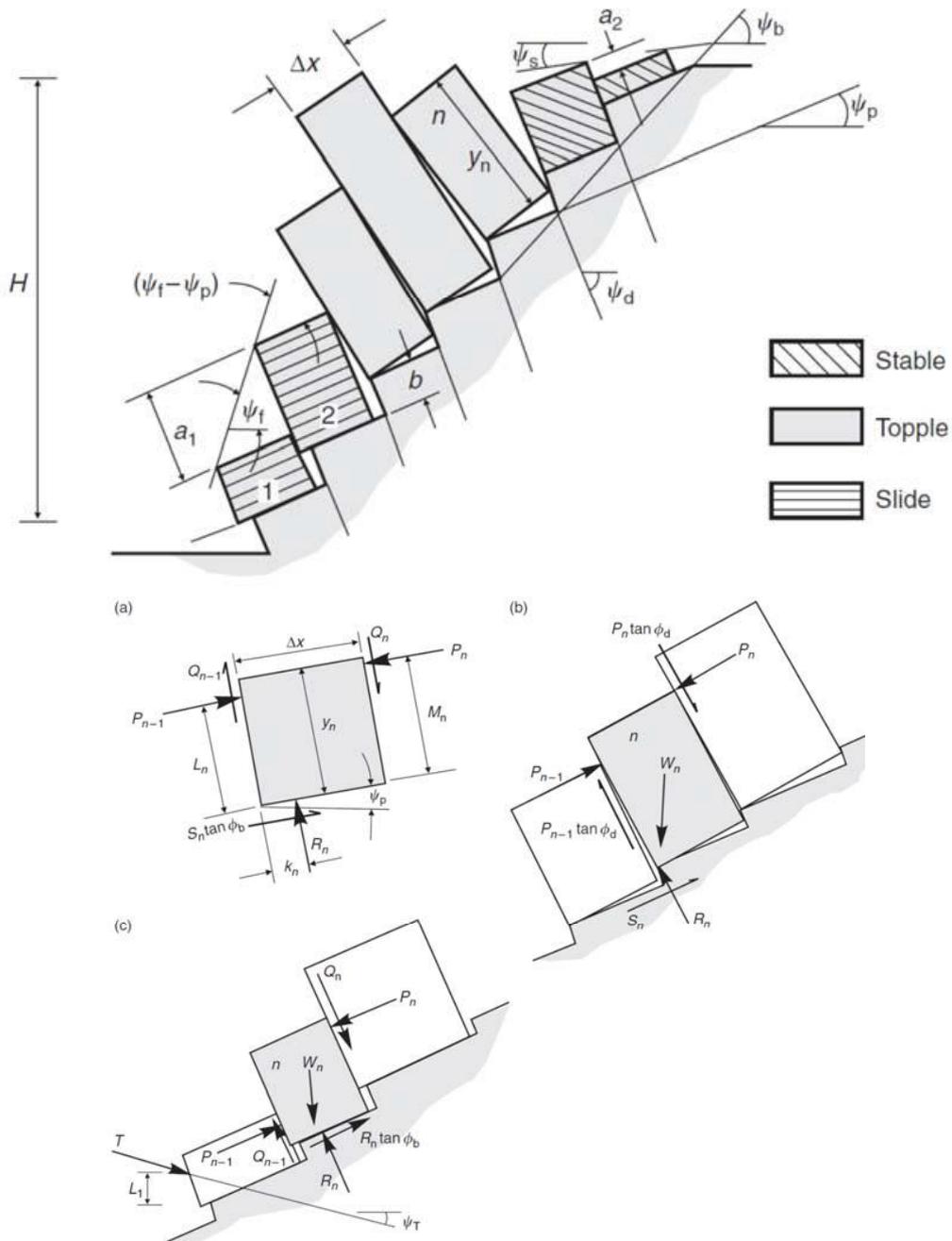
Tabela 19 - Fator de segurança para ruptura em cunha – Setor 55/130.

Maciço – Ruptura em Cunha				
Fratura	Dip (°)	Dip Direction (°)	Percentual de água (%)	FS
1 e 2	50 e 45	265 e 135	-	-
1 e 3	50 e 10	265 e 225	100	11.6
2 e 3	45 e 10	190 e 225	-	-

iii. Tombamento

Como exemplificado pela Figura 52, dois fatores são levados em consideração: (i) a orientação, espaçamento e persistência das descontinuidades em relação ao talude e (ii) as resistências tangenciais ou cisalhantes mobilizadas nas descontinuidades. O fator de segurança, então, é definido pela razão entre a resistência ao cisalhamento na descontinuidade e os esforços cisalhantes mobilizados pelo movimento de tombamento ou rotação da descontinuidade.

Figura 52- Relação geométrica e de esforços para a situação de tombamento.



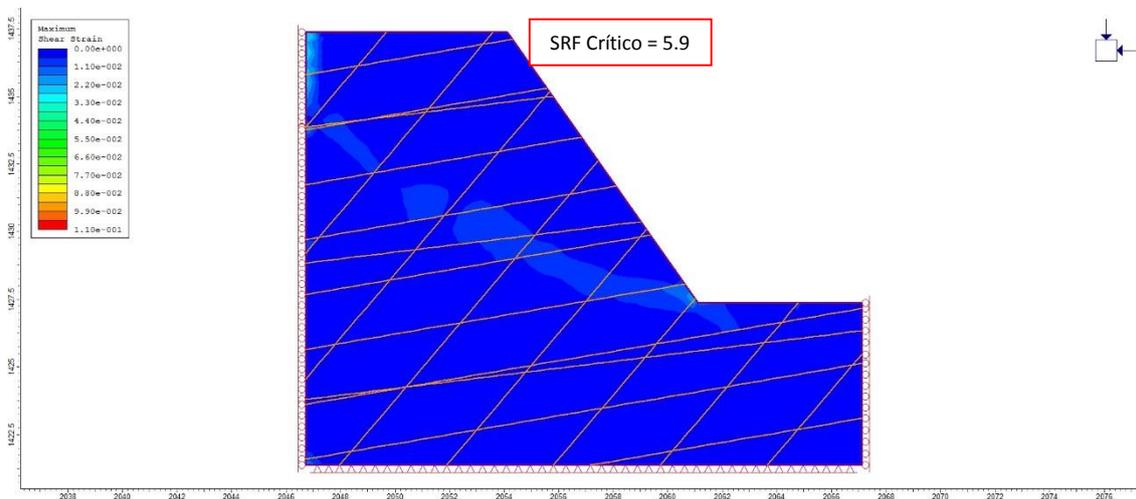
O método numérico discretiza o modelo geométrico em elementos triangulares (para o caso do *software* Phase2). As propriedades dos materiais e geometria do modelo são iguais as utilizadas no *software* Slide.

O método de elementos finitos calcula o fator de segurança considerando um fator de redução de resistência (SRF – *Strength Reduction Factor*), onde o Phase2 reduz as propriedades de resistência (coesão e ângulo de atrito) por meio de método iterativo, calculando as deformações de cisalhamento em cada elemento do modelo. Quando as tensões de

cisalhamento formam a superfície de ruptura ou deslizamento, o SRF dessa iteração é considerado o fator de segurança. O Phase2 importa a geometria e propriedades mecânicas do Slide diretamente, obedecendo os critérios impostos na construção do modelo.

A Figura 53 mostra o SRF de 5.9 para os taludes locais da mina.

Figura 53 - Talude local analisado no software Phase2 v.8.0.



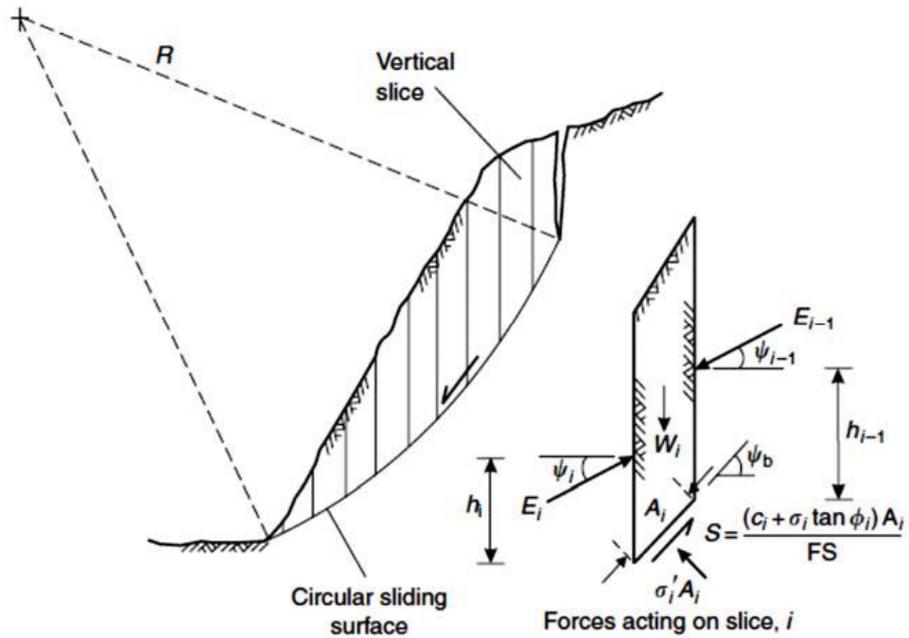
13.2 Estabilidade Global

O talude global foi analisado por meio de métodos de equilíbrio limite e numéricos pelo método dos elementos finitos. Para um dos métodos foram utilizados os softwares Slide v.6 e Phase2 v.8, respectivamente. Esses softwares são desenvolvidos pela Rocscience Inc. Os taludes globais foram analisados em termos de ruptura circular e movimento de tombamento, conforme sugerido por Wyllie e Mah (2005).

Os métodos analíticos de Bishop e Janbu fazem a análise do fator de segurança considerando as tensões em uma superfície de ruptura, onde sua posição é estimada em função do ângulo de atrito do material e do ângulo da face do talude. Então, a massa de rocha é dividida em fatias, como exemplifica a Figura 54, e as tensões de cisalhamento na superfície são estimadas em função das cargas de cada uma das fatias. Essas tensões de cisalhamento são tensões que podem provocar a ruptura do talude. Para que o talude tenha fator de segurança maior que 1, as tensões resistivas devem ser maiores que as tensões de cisalhamento provocada pela massa de material acima da superfície de deslocamento.

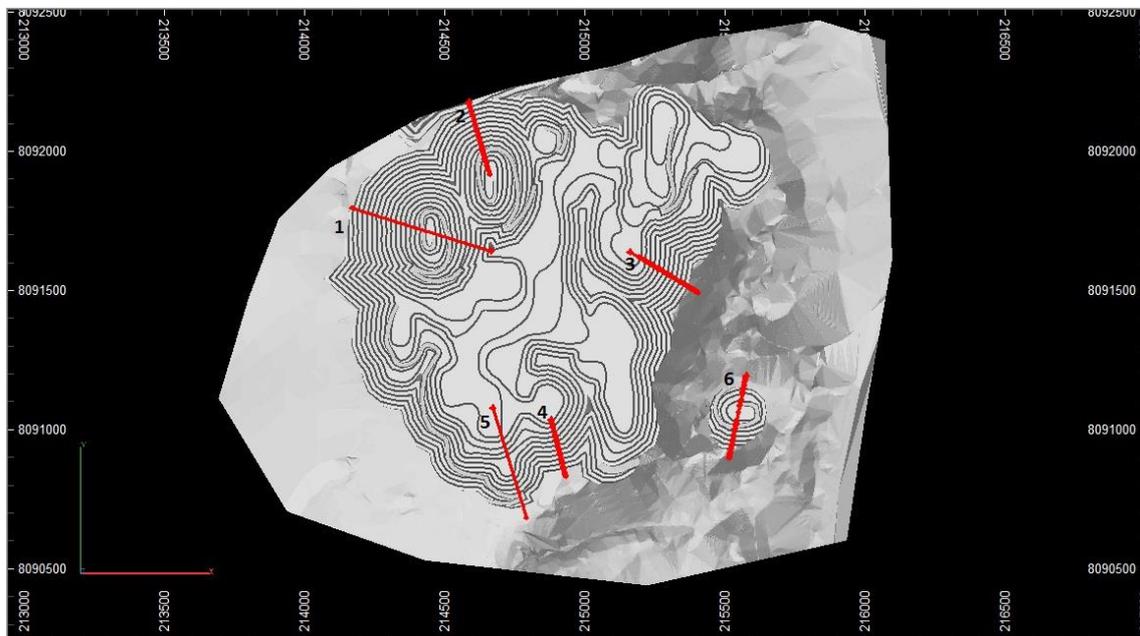
Esse tipo de escorregamento será analisado para o talude global e o programa utilizado para esse tipo de análise foi o Slide v.6.0, da Rocscience Inc. Esse programa foi utilizado para os casos de análise de estabilidade das cavas (taludes globais).

Figura 54 - Exemplo das fatias de material acima da superfície de deslocamento para o método Bishop e Janbu.



Para o estudo de estabilidade de taludes globais, primeiramente foram desenhadas seções cortando a cava em regiões de maior possibilidade de ruptura. Tais seções estão demonstradas na Figura 55.

Figura 55 - Seções para análise de estabilidade dos taludes globais.



Determinadas as seções, primeiramente foi analisado a ruptura circular para o maciço e para a cobertura (estéril). Os resultados obtidos estão demonstrados nas Tabelas 20 e 21 e nas Figuras 56 e 57, que demonstram o menor fator de segurança gerado no *software* para as seções criadas tanto para o maciço quanto para a cobertura.

Tabela 20 - Fator de segurança para ruptura circular – Maciço.

Maciço	
Seção	FS
1 Direita	3.2
1 Esquerda	2.8
2 Esquerda	3.0
3 Direita	3.7
4 Direita	3.8
5 Direita	4.6
6 Direita	6.3
6 Esquerda	5.6

Tabela 21 - Fator de segurança para ruptura circular – Cobertura.

Cobertura	
Seção	FS
3 Direita	4.9
4 Direita	4.3
5 Direita	5.5
6 Esquerda	4.8

Figura 56- Seção de menor fator de segurança para o maciço analisada no software Slide v.6.0.

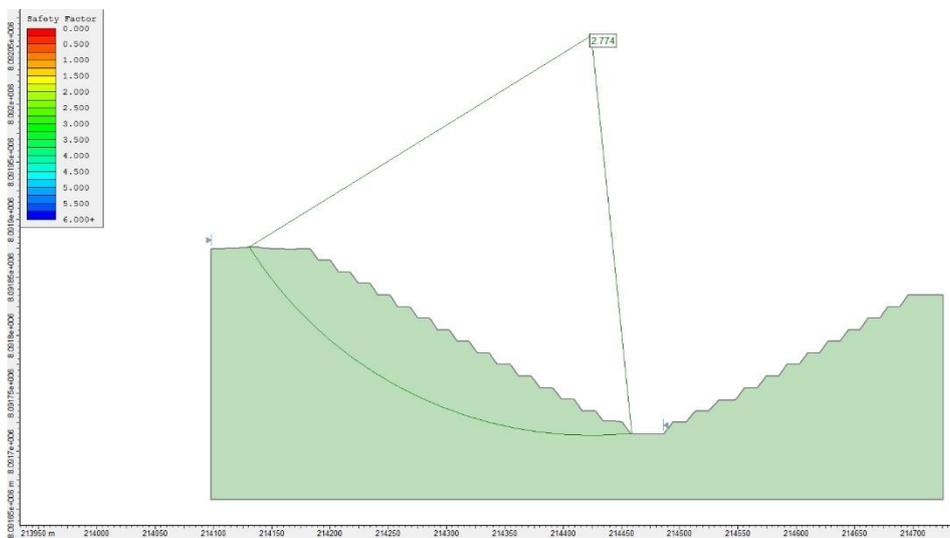
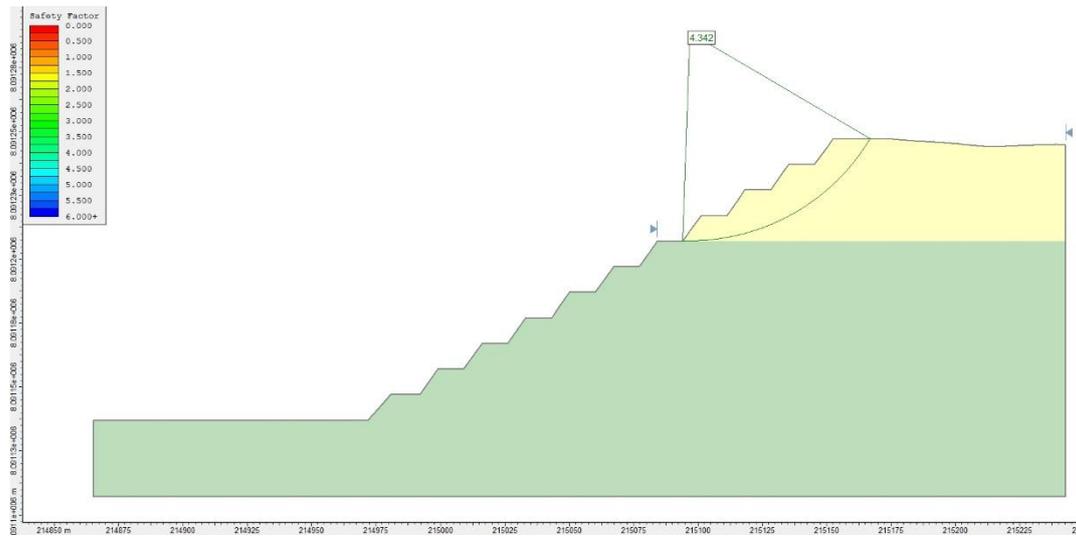


Figura 57 - Seção de menor fator de segurança para a cobertura analisada no software Slide v.6.0.

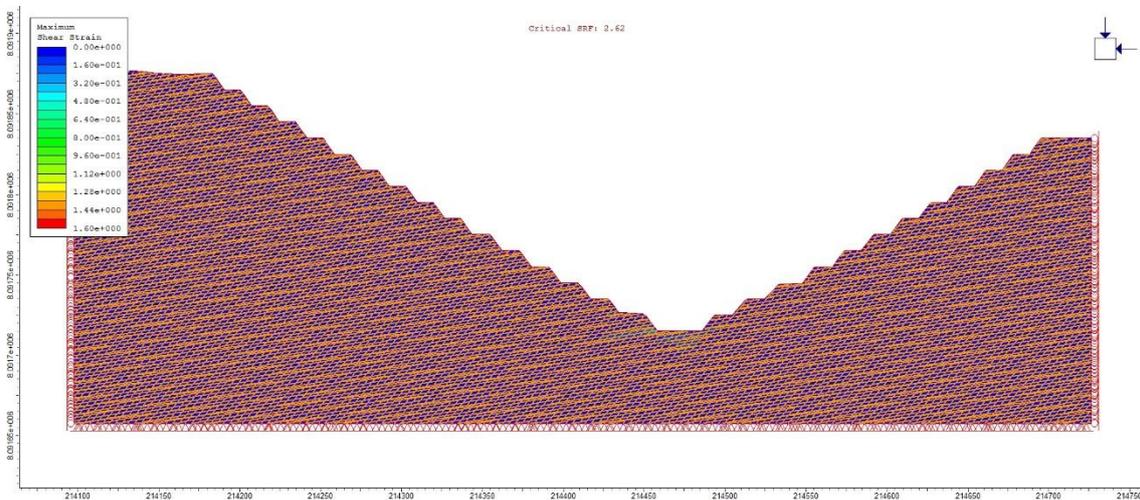


Por fim, tais seções foram analisadas para o risco de tombamento. Os resultados obtidos estão demonstrados na Tabela 22 e na Figura 58, que demonstra o menor SRF gerado no *software* para as seções criadas.

Tabela 22- Fator de segurança para tombamento – talude global.

Seção	FS
1 Direita	3.2
1 Esquerda	2.8
2 Esquerda	3.0
3 Direita	3.7
4 Direita	3.8
5 Direita	4.6
6 Direita	6.3
6 Esquerda	5.6

Figura 58- Talude global analisado no software Phase2 v.8.0



14 Design de cava

14.1 Análise econômica

i. Preço do concentrado de rocha apatítica

O preço do concentrado de fosfato deve ser determinado previamente pois é a partir desse valor que será determinado o valor do teor de corte e, por consequência será estipulada a função benefício que atribuirá valores para cada bloco do modelo e, posteriormente, com base nesses dados, será obtida reserva lavrável do depósito.

O valor utilizado nesse estudo foi obtido realizando uma média histórica do preço de vendas industriais do fosfato praticado no Brasil em um período de 13 anos (1998 - 2011), obtidos do sumário mineral do DNPM e apresentado na Figura 59. O valor determinado seguindo esses passos foi de 159.25US\$/t. Esse preço foi comparado com o valor praticado no mercado internacional obtido no site www.infomine.com, que, atualmente, está em 115.00US\$/t. Essa análise, apresentada nas Figuras 59 e 60, mostram que o preço utilizado para o presente estudo não está tão longe do valor praticado no mundo e está coerente com o praticado no Brasil.

Figura 59 - Preço do concentrado de rocha apatítica no Brasil.

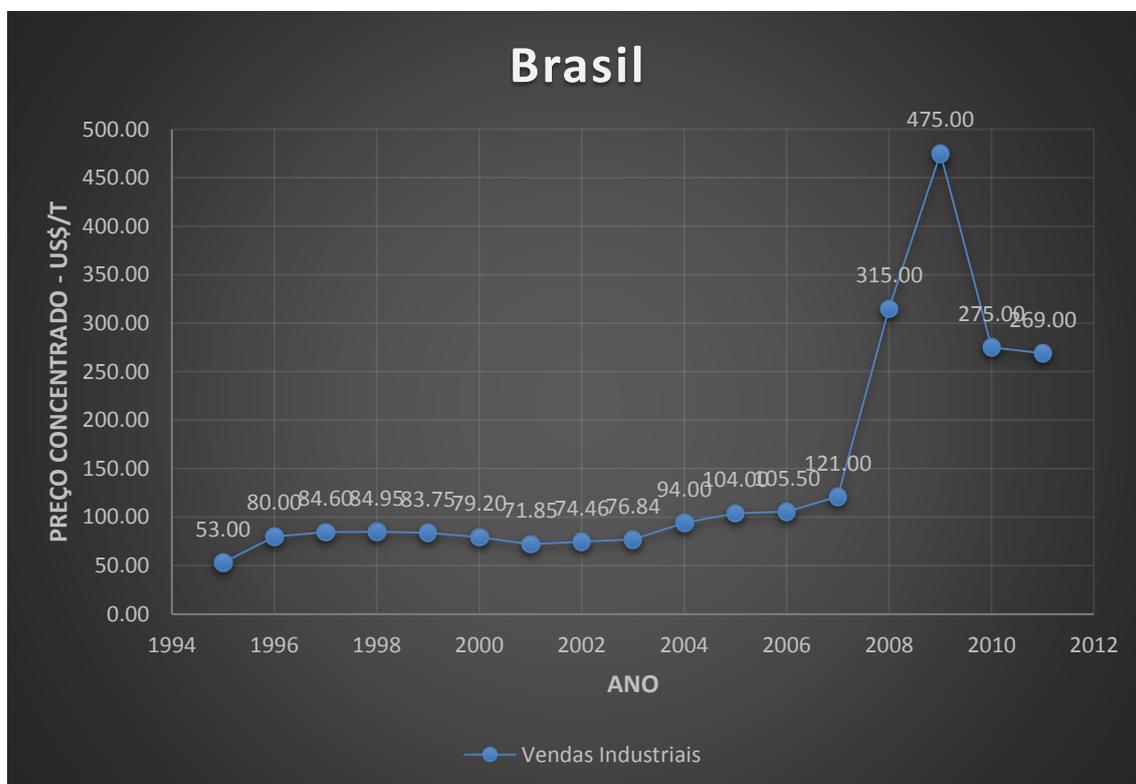
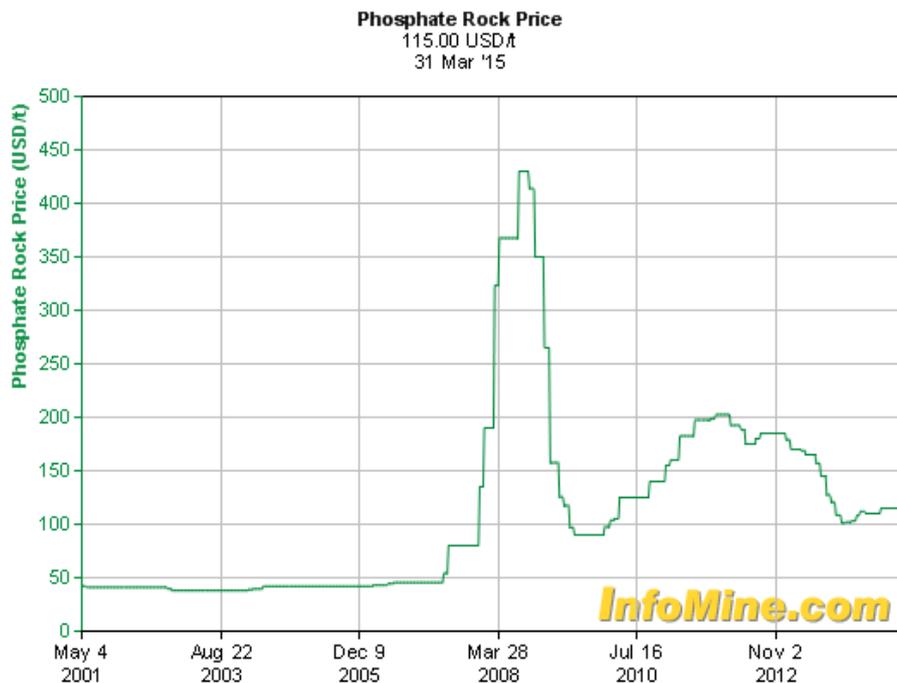


Figura 60 - Preço do fosfato praticado no mercado internacional.



ii. Parâmetros

Determinado o valor do minério a ser considerado no projeto, foram determinados os custos de lavra, beneficiamento e gerais/administrativos, bem como a recuperação na flotação e, posteriormente, o teor de corte e o teor de corte marginal a serem determinados no projeto.

Os custos foram determinados utilizando o *software* de licença gratuita Mafmine V.2. Tal programa é baseado em modelos matemáticos desenvolvidos por T. Alan O'Hara, e se trata de um *software* em modelo computacional de nuvem, com suas fórmulas e funções atualizadas para facilitar a análise econômica em fase conceitual dos projetos mineiros no Brasil. É bom salientar que estes valores vão gerar um modelo, e como todo modelo ele apenas se aproxima dos valores reais.

Por fim foram calculados o teor de corte (BCOG) e o teor de corte marginal (MCOG) com base nos dados obtidos anteriormente e levando em consideração a recuperação da flotação em 70%.

O teor de corte (BCOG) representa a concentração limite para que um bloco seja rentável, ou seja, seja considerado minério. A equação para determinação do BCOG é descrita abaixo.

$$BCOG = \frac{C_L + C_B + C_{G\&A}}{Recuperação * Preço}$$

$$BCOG = \frac{2.13 + 8.03 + 0.96}{0.7 * 159.25} = 9.98\%$$

O teor de corte marginal (MCOG), por sua vez, representa um bloco que possui teor abaixo do teor de corte, mas que, no entanto, ainda é mais viável processá-lo do que enviá-lo para a pilha de estéril. A equação para determinação do MCOG é descrita abaixo e a Tabela 23 sumariza os parâmetros econômicos obtidos.

$$MCOG = \frac{C_B}{Recuperação * Preço}$$

$$MCOG = \frac{8.03}{0.7 * 159.25} = 7.20\%$$

Tabela 23 - Parâmetros obtidos com a análise econômica.

Parâmetros	
Custo de lavra (US\$/t)	2.13
Custo de beneficiamento (US\$/t)	8.03
Custos gerais e administrativos (US\$/t)	0.96
Recuperação da flotação (%)	70
BCOG (%)	9.98
MCOG (%)	7.20

iii. Função benefício

A seleção dos equipamentos para as funções de carregamento e transporte estão associadas ao volume de massa a ser movimentado. Para determinar qual a massa a ser movimentada se faz necessário determinar a Função Benefício (FB). “A definição de valor econômico de um bloco corresponde a atribuir um valor de retorno econômico que um bloco de lavra possa nos dar baseado nos custos envolvidos para extrair e eventualmente processar o bloco descontados do benefício econômico que esse bloco venha a dar”. (Peroni, R., 2006).

A função benefício é inserida no *software* Studio 3, que junto com parâmetros como, ângulo de talude entre outros vai gerar uma cava ótima. Para estipular tal função é preciso considerar três situações diferentes: estéril, minério marginal e minério.

Para cada situação descrita acima, podemos considerar as seguintes fórmulas:

ESTÉRIL:

Se: teor de $P_2O_5 < MCOG \rightarrow FB = - CL$

MINÉRIO MARGINAL:

Se: $MCOG < \text{teor de } P_2O_5 > BCOG \rightarrow FB = P_2O_5 * Rec. * Preço - (CB + CG \& A)$

MINÉRIO:

Se: teor de P_2O_5 >= BCOG \rightarrow FB = P_2O_5 * Rec. * Preço - (CL+CB+CG&A)

Onde:

CL = Custo de Lavra;

CB = Custo de Beneficiamento;

CG&A = Custos Gerais e Administrativos;

Rec. = Fator de recuperação;

Preço = Preço do minério.

Para o cálculo da função benefício no *software* Studio 3, foi criado um script para rodar no programa, no qual, além da função benefício descrita acima, foram incluídos a distância de transporte até a planta de beneficiamento (200 metros) ou até a pilha de estéril (300 metros), bem como o gradiente de inclinação da rampa da cava (10%) e a recuperação da flotação (70%).

Abaixo, está demonstrado o script utilizado para o cálculo do valor econômico de cada bloco do modelo.

MCOG=7.20

BCOG=9.98

CL=2.13

CB=8.03

CGEA=0.96

RECG=0.7

HCOST=0.3

ROADGRAD=0.1

HDISTB=0.2

HDISTE=0.3

XBEN=214000

YBEN=8090000

ZBEN=900

XEST=215000

YEST=8090000

ZEST=900

DXBEN=pow(XC-XBEN,2)

```

DYBEN=pow(YC-YBEN,2)
DZBEN=pow(ZC-ZBEN,2)
DHB=(SQRT(DXBEN+DYBEN))/1000
DVB=(SQRT(DZBEN))/1000
DVETB=SQRT(DHB+DVB)

DXEST=pow(XC-XEST,2)
DYEST=pow(YC-YEST,2)
DZEST=pow(ZC-ZEST,2)
DHE=(SQRT(DXEST+DYEST))/1000
DVE=(SQRT(DZEST))/1000
DVETE=SQRT(DHE+DVE)

IF ((DVB/DHB)>ROADGRAD)
DHB=(DVB/ROADGRAD)
END
T1=pow(DHB,2)
T2=pow(DVB,2)
DISTB=(SQRT(T1+T2))+HDISTB

IF ((DVE/DHE)>ROADGRAD)
DHE=(DVE/ROADGRAD)
END
T1=pow(DHE,2)
T2=pow(DVE,2)
DISTE=(SQRT(T1+T2))+HDISTE

IF (P205_AL<MCOG)
ORETYPE=3
FB=-(CL+(DISTE*HCOST))
DISTB=ABSENT()
END

IF (P205_AL>=MCOG AND P205_AL<BCOG)
ORETYPE=2
FB=((P205_AL*RECG*159.25)-(CB+CGEA+(DISTB*HCOST)))
DISTE=ABSENT()
END

```

```

IF (P2O5_AL>=BCOG)
ORETYPE=1
FB=((P2O5_AL*RECG*159.25)-(CL+CB+CGEA+(DISTB*HCOST)))
DISTE=ABSENT()
END

```

14.2 Recursos

Após a determinação do script demonstrado no item anterior, o mesmo foi aplicado no modelo de blocos gerado utilizando o *software* Studio 3 e, assim, obtivemos um modelo econômico do depósito. Tal modelo gerado dos recursos do depósito foi dividido em **medido** (parte do recurso mineral onde a tonelagem ou volume, o teor e/ou qualidades estão estabelecidos, de modo que as estimativas realizadas possuem alto grau de confiabilidade, as estimativas são suportadas por amostragem direta em retículo denso [afloramentos, trincheiras, poços, galerias e furos de sonda], de modo que se comprova a permanência das propriedades), **indicado** (parte do recurso mineral onde a tonelagem ou volume, o teor e/ou qualidades estão estabelecidos, de modo que as estimativas são confiáveis, mas possuem uma grau de certeza inferior ao recurso medido) e **inferido** (parte do recurso mineral onde a tonelagem ou volume, o teor e/ou qualidades são estimados com base em amostragem limitada e, portanto, com baixo nível de confiabilidade, a pesquisa realizada não é detalhada [as estações de amostragem têm espaçamento relativamente amplo] e pode incluir exposições naturais e artificiais [estas em trincheiras, poços, galerias e furos de sonda]).

Para fins de análise, devido ao seu alto grau de incerteza, os recursos inferidos foram excluídos do modelo final. O resultado da seleção dos recursos é apresentado na Tabela 24.

Tabela 24 - Tonelagem dos recursos.

Recurso	Tonelagem
Medido+Indicado+Inferido	73,000,097.30
Medido+Indicado	54,933,529.50
Inferido	18,066,567.80

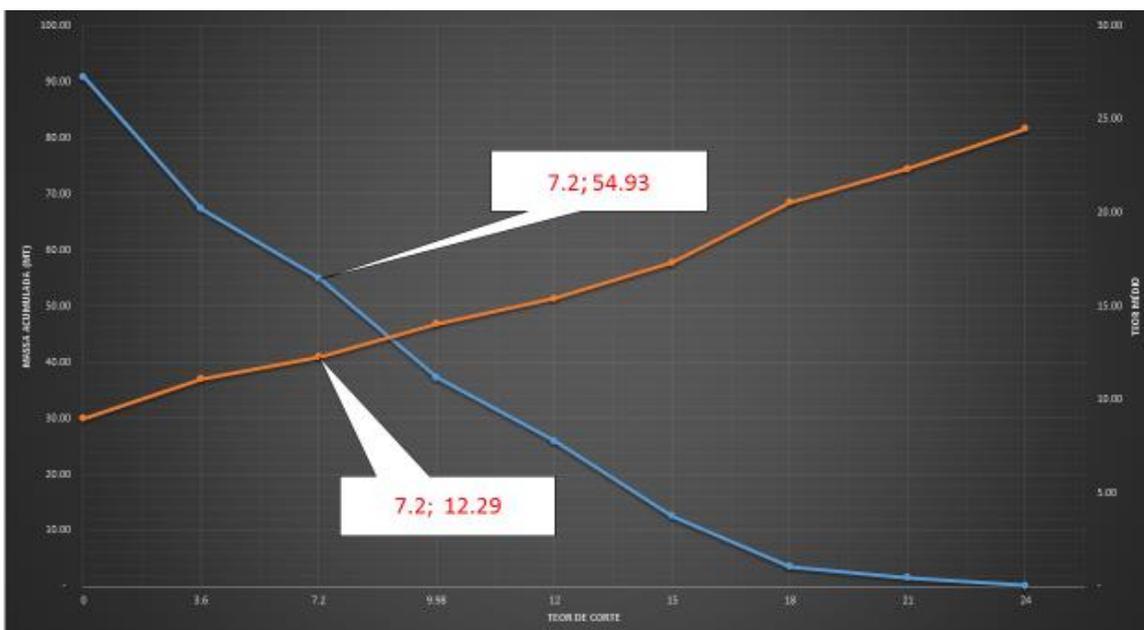
Utilizando o *software* Studio 3, foi gerado um relatório dos dados da cava ótima e, sua posterior análise, gerou os dados apresentados na Tabela 25. Destacado em amarelo estão os valores abaixo do teor de corte marginal, ou seja, o material estéril do depósito.

Tabela 25 - Recursos medidos e indicados.

Teor Intervalo	Toneladas	Teor Médio
0 – 3.6	90,877,529.50	8.99
3.6 – 7.2	67,375,529.50	11.11
7.2 – 9.98	54,933,529.50	12.29
9.98 – 12	37,269,529.50	14.06
12 – 15	25,945,529.50	15.42
15 – 18	12,578,529.50	17.32
18 – 21	3,554,363.70	20.55
21 – 24	1,546,791.40	22.34
24 – 27	219,558.70	24.48
TOTAL	90,877,000.00	

Usando os resultados mostrados na tabela acima foi possível plotar a curva de parametrização apresentada na Figura 61, onde é possível ver, rapidamente, o teor médio, o teor de corte e a massa acumulada de minério para os recursos da mina em um mesmo gráfico.

Figura 61- Curva de parametrização dos recursos Medidos e Indicados.

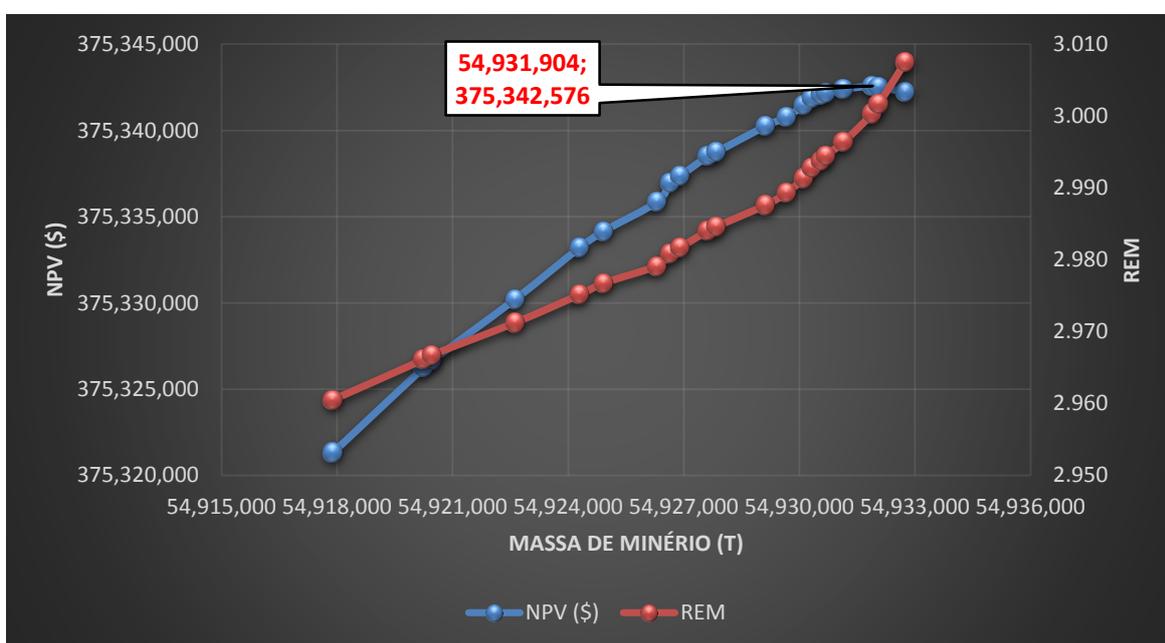


14.3 Cava ótima

Criada a função benéfico, foi utilizado o *software* NPV Scheduler para a geração da cava ótima. Tal programa gera uma cava ótima utilizando o algoritmo de Lerch-Grossmann e parâmetros geométricos de estabilidade da cava previamente determinados.

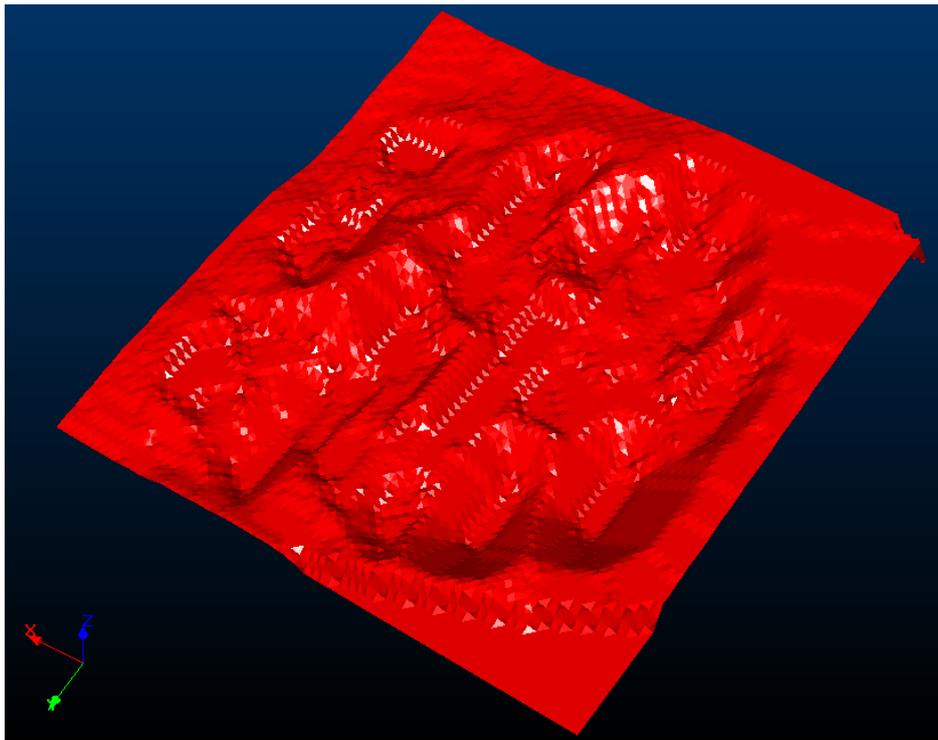
Para o presente estudo a cava ótima foi determinada como sendo a que possuía o maior valor de NPV. O NPV determina se um projeto atingirá um valor maior ou menor que a taxa de retorno desejada (também conhecida como taxa de retorno mínimo) e ajuda a definir se um projeto será lucrativo ou não. O valor de máximo de NPV é apresentado na Figura 62.

Figura 62 - NPV x Massa de minério x REM.



Dessa forma, obtivemos a cava ótima apresentada na Figura 63, sendo o ótimo definido como a configuração resultante de um algoritmo que apresenta a máxima lucratividade, o maior valor presente líquido e o maior aproveitamento dos recursos minerais.

Figura 63 - Cava ótima.



Utilizando o *software* Studio 3, foi gerado um relatório dos dados da cava ótima e, sua posterior análise, gerou os dados apresentados na Tabela 26. Novamente, destacado em amarelo, estão os valores abaixo do teor de corte marginal, ou seja, o material estéril do depósito.

Tabela 26 - Toneladas e teores médios – Cava ótima.

Teor Intervalo	Toneladas	Teor Médio
0 – 3.6	219,116,826.70	3.45
3.6 – 7.2	63,516,826.70	11.33
7.2 – 9.98	53,879,819.80	12.30
9.98 – 12	36,685,819.80	14.05
12 – 15	25,598,819.80	15.40
15 – 18	12,349,819.80	17.41
18 – 21	3,440,354.70	20.52
21 – 24	1,468,656.10	22.64
24 – 27	207,192.50	24.48
TOTAL	219,116,826.70	

14.4 Regime de trabalho

Assumindo um regime de trabalho de 330 dias por ano para a lavra, descontados feriados nacionais e pontos facultativos, bem como paradas para manutenção e, considerando 3 turnos de 7 horas (descontado 1 hora para troca de turno) chegamos a 21 horas por dia para a lavra, totalizando 6930 horas operadas por ano ao longo de 17 anos de vida útil da mina, valor esse obtido pela fórmula de Taylor, tal fórmula levou em conta a tonelagem de material que será retirado e está acima do teor de corte (BCOG), no presente caso, aproximadamente, 46 milhões de toneladas.

Fórmula de Taylor.

$$T_{anos} = (1 \pm 0.2) * 6.5 * 46^{0.25}$$

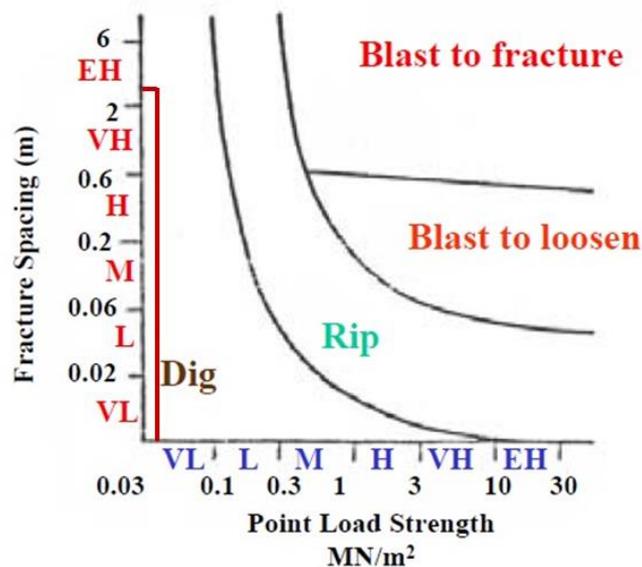
$$T_{m\u00e9dio} = 17 \text{ anos}$$

O regime de trabalho para o beneficiamento ser\u00e1 de 365 dias por ano em 3 turnos de 8 horas totalizando 24 horas por dia e 8760 horas por ano. O setor administrativo trabalhar\u00e1 8 horas por dia durante 11 meses do ano, totalizando 1760 horas por ano trabalhadas.

14.5 Extra\u00e7\u00e3o

Devido as caracter\u00edsticas \u00fanicas do min\u00e9rio em quest\u00e3o descritas nos itens anteriores, o uso de explosivos n\u00e3o se faz necess\u00e1rio sendo, dessa forma, a extra\u00e7\u00e3o feita por escava\u00e7\u00e3o mec\u00e2nica. Tal fato \u00e9 comprovado por meio do \u00e1baco mostrado na Figura 64 e dos c\u00e1lculos mostrados abaixo.

Figura 64 - \u00c1baco para determina\u00e7\u00e3o do tipo de extra\u00e7\u00e3o do min\u00e9rio.



O *Point Load Strength* (I_s) é calculado levando em consideração a tensão de compressão (σ_c) que por sua vez considera a coesão e o ângulo de atrito do material:

Equação para determinar o σ_c (tensão de compressão).

$$\sigma_c = \frac{2 * c * \cos \varphi}{1 - \sin \varphi}$$

Onde:

C = Coesão (Mpa);

φ = Ângulo de atrito (°);

σ_c = Tensão de compressão.

Equação para determinar o I_s (*Point Load Strength*).

$$I_s = \frac{\sigma_c}{22}$$

Onde:

I_s = *Point Load Strength*.

Considerando a coesão do minério de 0.153 MPa e o ângulo de atrito de 50.10°, obtemos uma tensão de compressão de 0.843 MPa e, por conseguinte, o I_s de 0.038.

Analisando o ábaco demonstrado na Figura 64, nota-se que, independentemente do valor obtido para o espaçamento das fraturas, devido as características do minério em questão, o tipo de extração será sempre por escavação, como mostra a linha em vermelho da Figura 26.

14.6 Projeto dos acessos

O acesso começa a ser construído desde o fundo, que é estabelecido com base em um diâmetro mínimo necessário para que seja possível realizar todas as operações de lavra, até o topo da cava. A partir deste fundo de cava estabelecido, é construído a primeira rampa de acesso entre o fundo da cava e o nível imediatamente superior a ele seguindo dessa forma até o topo.

É necessário estabelecer alguns parâmetros para a caracterização dos acessos como: inclinação de rampa entre níveis compatível com as condições de pista, que para o caso em estudo foi de 10%, resistência ao rolamento, que para esse projeto foi considerada sendo 2%, o tipo e o tráfego de veículos que a pista receberá bem como a precipitação de chuva (devido à necessidade de dimensionamento da drenagem que será feita).

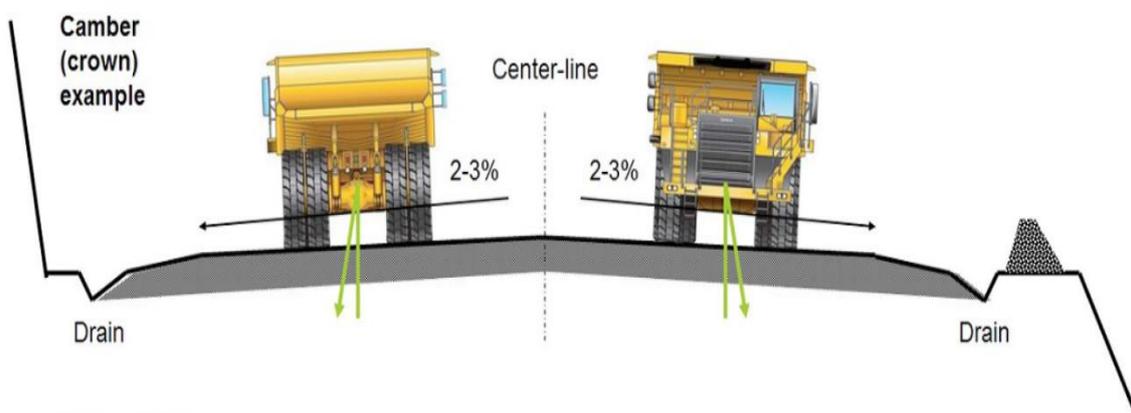
A escolha da inclinação da rampa de acesso terá impacto direto tanto na distância que os veículos terão de vencer, quanto na velocidade que os veículos irão conseguir desenvolver e isto trará uma grande influência no dimensionamento da frota de caminhões, por exemplo.

Utilizar mão simples nas rampas ao invés de mão dupla ou *switch backs* são fatores que devem ser considerados e que tem impacto direto nos custos de lavra e, por conseguinte, na viabilidade do projeto.

É necessário reservar um espaço na crista da bancada, equivalente a 2/3 do diâmetro do pneu do maior equipamento utilizado para berma de segurança e também reservar dois espaços (um espaço entre o pé da bancada e a rampa e outro espaço entre a pista e a berma de segurança) para as calhas de drenagem.

Para o presente trabalho foram considerados dois drenos laterais e a inclinação transversal da pista foi dividida ao meio, onde os ângulos cresceriam dos flancos da pista para o centro com uma inclinação de 2% pois, dessa forma o tempo de contato da água com a pista fica reduzido, mantendo as boas condições de rolamento da estrada. O resultado das escolhas é apresentado na Figura 65.

Figura 65 - Design escolhido para os acessos da mina.



i. Largura de pista

Para o cálculo da largura da pista foi considerado a largura do maior equipamento utilizado na mina para a extração do minério e para a extração do estéril, no caso, o caminhão articulado Caterpillar 725C para o minério e o Caterpillar modelo 777D Dual Slope para o estéril, que possuem largura tabelada de 3,70 metros e 6,10 metros, respectivamente, e a fórmula descrita a seguir.

Equação para determinar a largura da pista.

$$L = (1.5 * V + 0.5) * X$$

$$L = (1.5 * 2 + 0.5) * 3.70 = 12.95 \text{ metros}$$

$$L = (1.5 * 2 + 0.5) * 6.10 = 21.35 \text{ metros}$$

Onde:

L = largura da estrada (m);

V = número de vias;

X = largura do veículo (m).

ii. Leira de segurança

Para o cálculo da altura da leira de segurança da pista foi considerado 2/3 do diâmetro do pneu dos equipamentos citados anteriormente, que possuem diâmetro tabelado de 1.62 metros para o caminhão articulado Caterpillar 725C e 2.70 metros para o Caterpillar modelo 777D Dual Slope.

Dessa forma a leira de segurança deve ter 1.08 metros de altura, ângulo de repouso do material de 30° e largura de 1.87 metros para os equipamentos destinados a extração do minério. Para os equipamentos utilizados na extração do estéril a leira de segurança deve ter 1.79 metros de altura, ângulo de repouso de 30°, pois será utilizado o mesmo material destinado a confecção das leiras para as pistas do minério, e largura de 3.09 metros.

iii. Drenos

Foi determinado que haverá dois drenos laterais de 0,6 metros de largura por 0,5 metros de profundidade para atender as demandas de vazão sobre a pista tanto para a pista destinada a extração do minério quanto para a destinada a extração do estéril.

iv. Berma

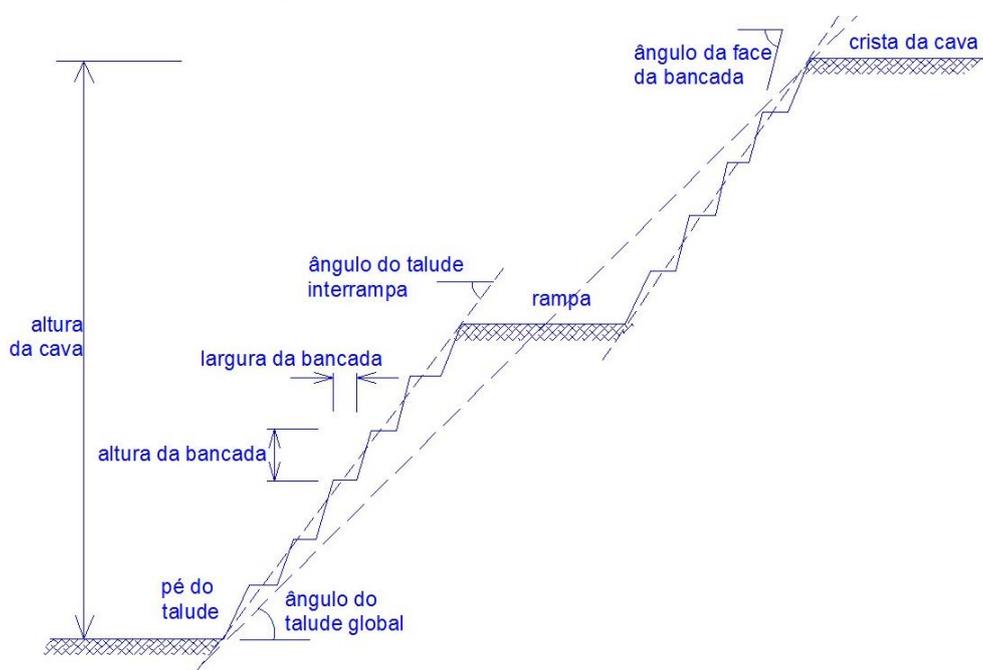
As bermas para o projeto foram estimadas em 6 metros.

14.7 Cava operacional

i. Geometria

Uma cava tem que levar em consideração algumas preocupações geométricas que estão relacionadas a geologia estrutural do maciço e operacionalidade. Os principais elementos de uma cava são: largura da bancada, altura da bancada, ângulo da face da bancada, ângulo global, largura da rampa, altura da cava, crista da cava e pé do talude, conforme mostrado na Figura 66. No caso específico do projeto, a largura das rampas de circulação é de, aproximadamente, quatro vezes a largura do maior equipamento operando na mina e a altura da bancada é igual à altura do bloco gerado no estudo. Os blocos têm as dimensões de 25x25x10, sendo respectivamente: largura, profundidade e altura.

Figura 66 - Elementos que compõem a cava.



Após ser gerada a cava ótima foi iniciado o processo de configuração da cava operacional. O desenho ótimo da cava desempenha um papel importante em todas as etapas da vida útil de uma mina a céu aberto: desde o estudo de viabilidade, passando pela operação até a etapa final da vida da mina onde o desenho final da cava pode permitir a finalização econômica de um projeto. Em todas as etapas, tem-se a necessidade da supervisão constante da cava ótima, que permita desenvolver o melhor planejamento de longo, médio e curto prazo da mina para a extração eficiente da reserva (Belisario A. F.,2008). A Tabela 27 sumariza os parâmetros geométricos da cava operacional, cuja vista em perspectiva é apresentada na Figura 67.

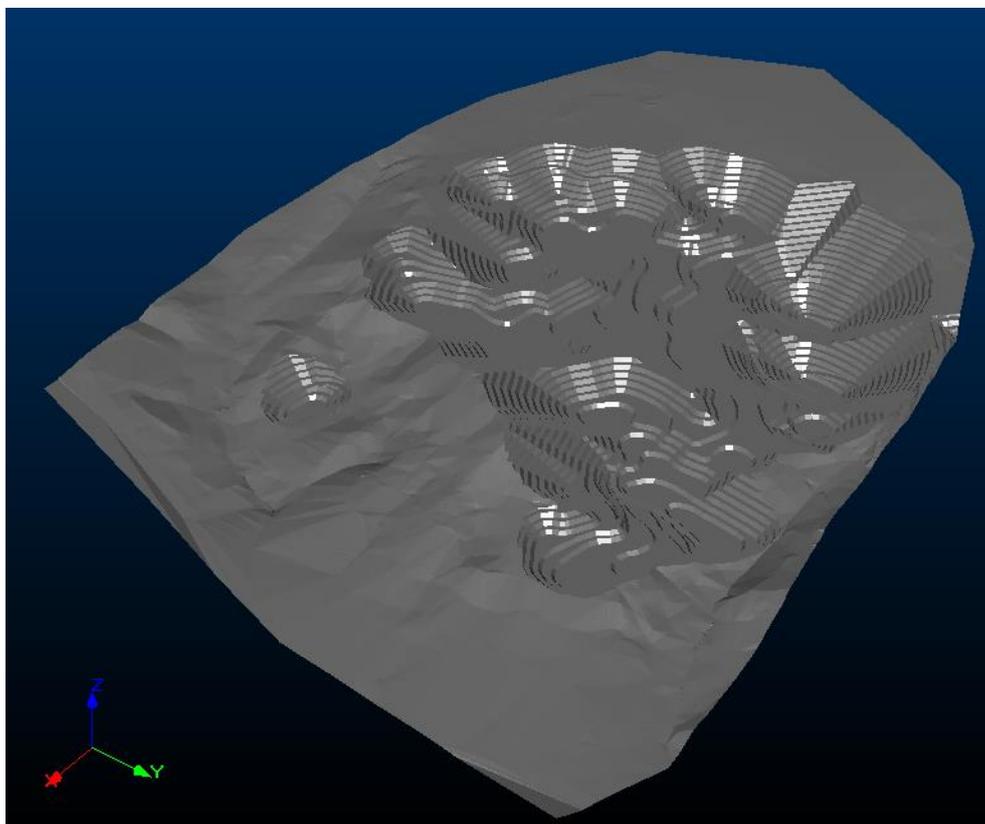
Tabela 27 - Parâmetros da cava operacional.

Leira (m) – Minério – altura	1.08
Leira (m) - Estéril – altura	1.79
Leira (m) – Minério – largura	1.87
Leira (m) – Estéril - largura	3.09
Ângulo de repouso do material (°)	30
Drenos (m)	0.6
Berma (m)	6
Altura da bancada (m)	10
Largura da rampa (m) – Minério	16
Largura da rampa (m) – Estéril	26
Ângulo global (°)	40
Ângulo de face (°)	55

Cabe salientar que o estudo considerou dois equipamentos e, conseqüentemente, duas pistas diferentes para extração do minério e do estéril, conforme demonstrado nos itens anteriores, visto que o primeiro poderá ser usado ao longo de toda vida útil da mina e o segundo será utilizado apenas na descobertura do material estéril.

No entanto, por se tratar de um estudo de pré-viabilidade, caso se faça necessário, pode-se alterar o projeto para uma única pista com as dimensões determinadas de acordo com o maior equipamento a ser utilizado na mina (Caterpillar 777D).

Figura 67 - Vista em perspectiva da cava operacional.



ii. Análise

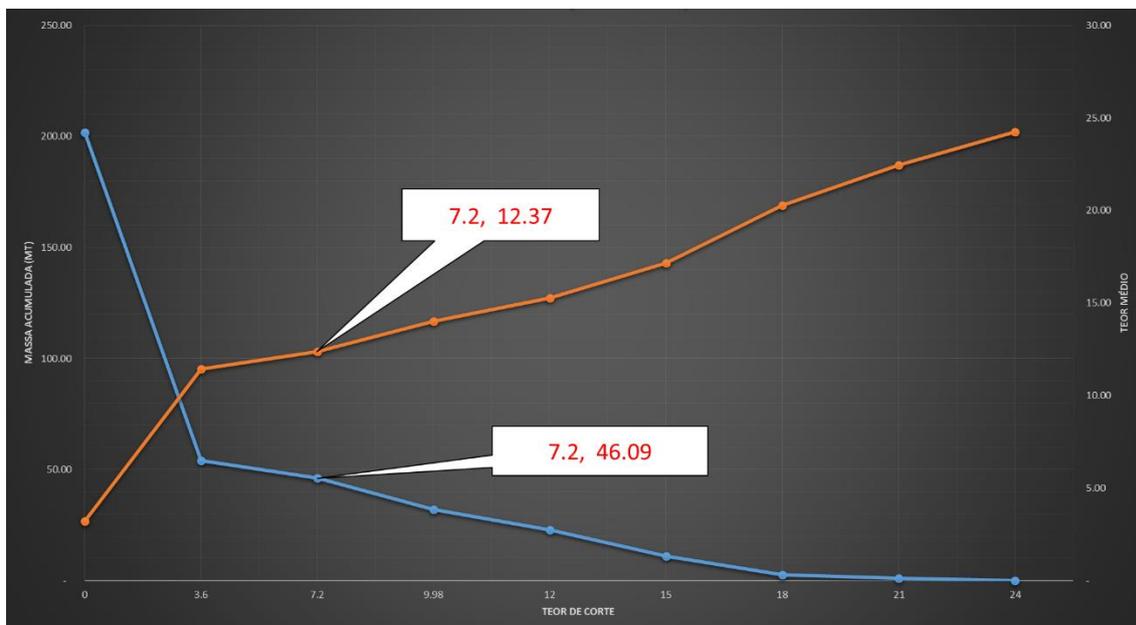
Utilizando o *software* Studio 3, foi gerado um relatório dos dados da cava operacional e, sua posterior análise, gerou os dados apresentados na Tabela 28. Destacado em amarelo estão os valores abaixo do teor de corte marginal, ou seja, o material estéril do depósito.

Tabela 28- Toneladas e teor médio – Cava operacional.

Teor Intervalo	Toneladas	Teor Médio
0 – 3.6	201,816,950.20	3.22
3.6 – 7.2	54,096,950.20	11.42
7.2 – 9.98	46,092,150.00	12.37
9.98 – 12	32,048,150.00	14.03
12 – 15	22,908,614.40	15.26
15 – 18	10,926,614.40	17.15
18 – 21	2,529,772.40	20.27
21 – 24	928,586.70	22.46
24 – 27	86,674.30	24.26
TOTAL	201,816,950.20	

Usando os resultados da Tabela 28 foi possível plotar a curva de parametrização da Figura 68, na qual é possível ver, rapidamente, o teor médio, o teor de corte e a massa acumulada de minério

Figura 68 - Curva de parametrização da cava operacional.



iii. Aderência

Tendo a cava ótima como base para a inserção da cava operacional, busca-se no processo de elaboração a melhor aderência possível para, assim, buscar amenizar a relação estéril/minério, mantendo a viabilidade econômica do projeto bem como manter a segurança dos taludes. As Figuras 69 e 70 apresentam as comparações entre as seções das cavas.

Figura 69 - Aderência cava ótima x cava operacional – Seções East/West.

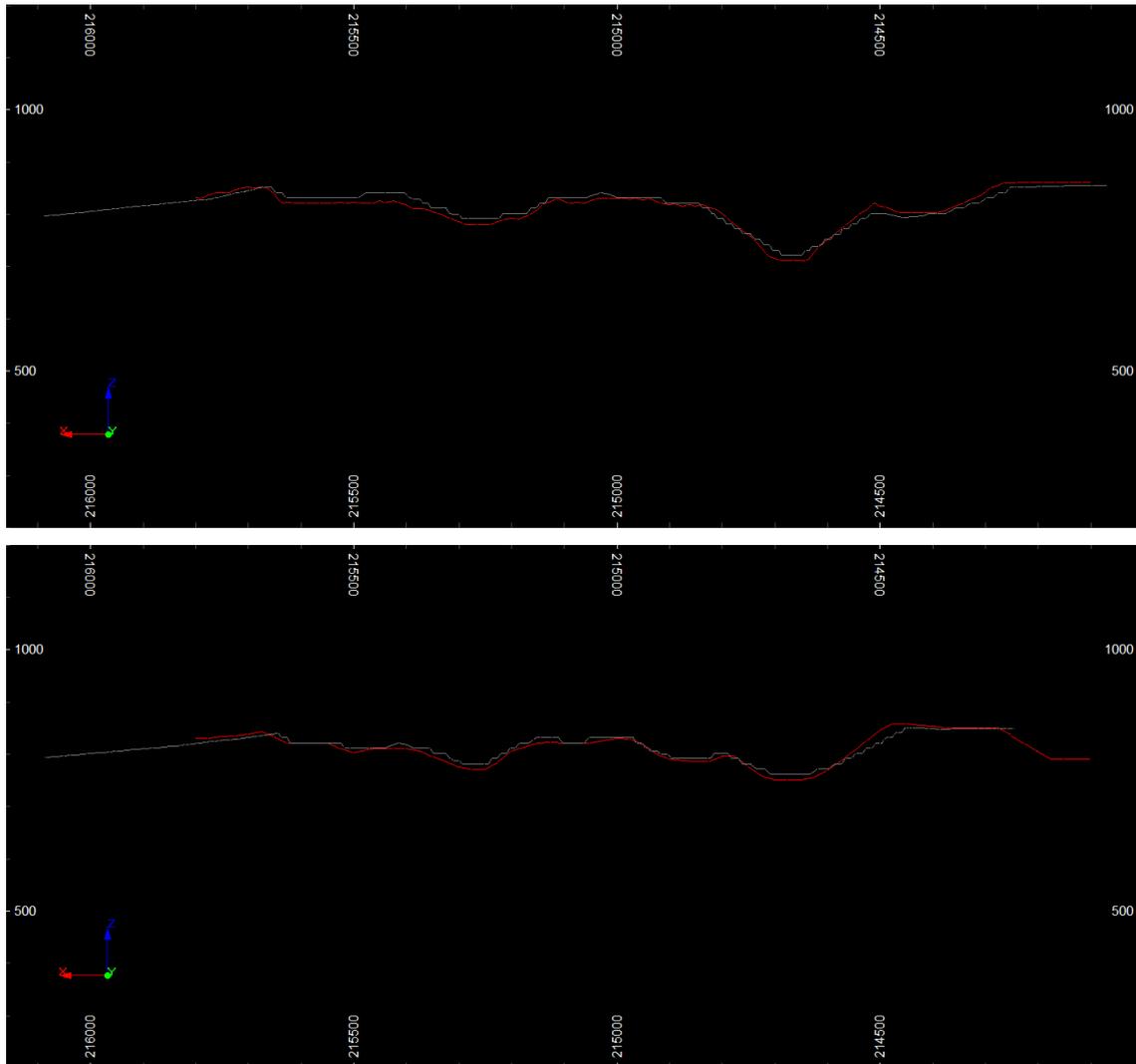
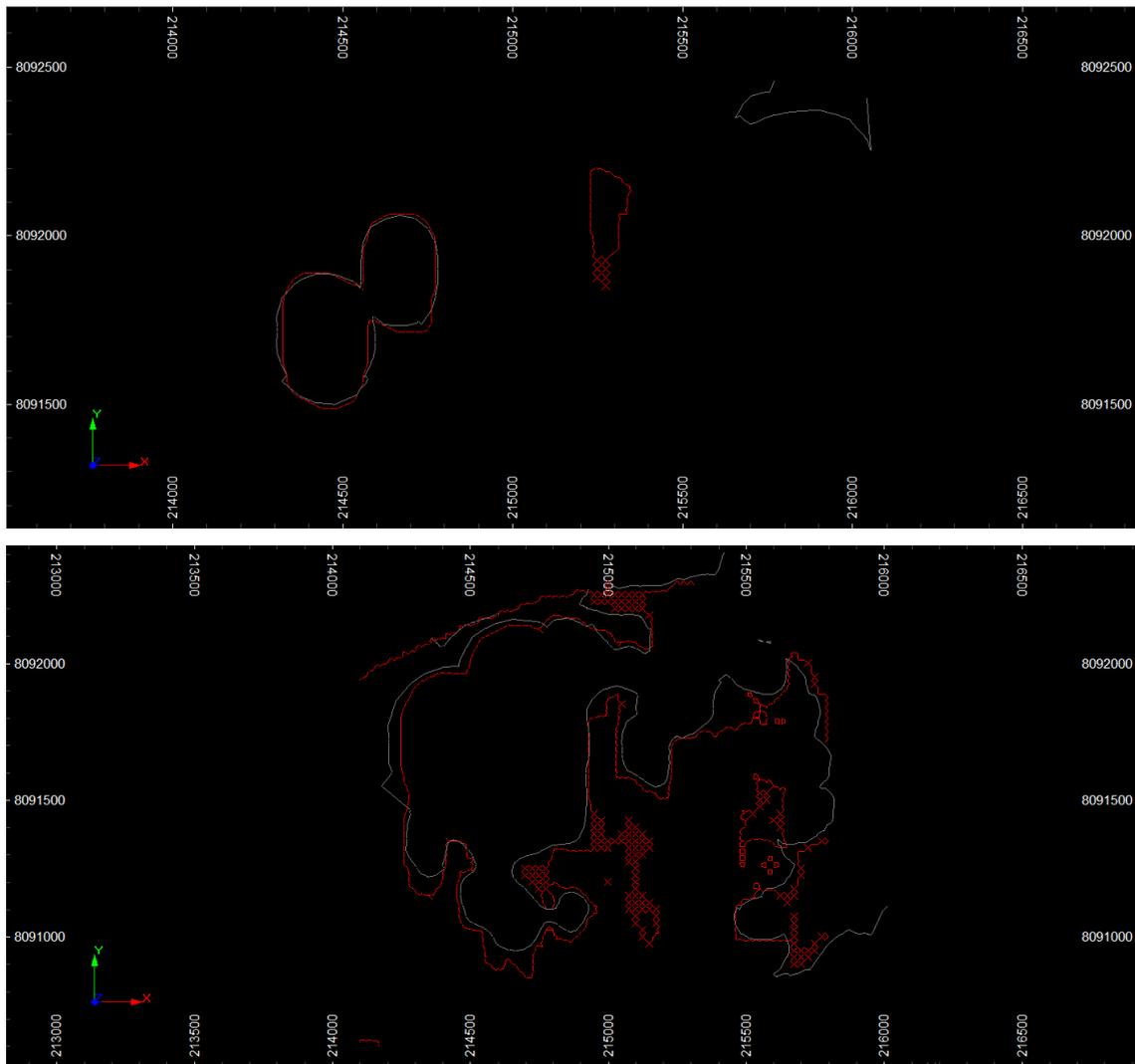


Figura 70 - Aderência cava ótima x cava operacional – Seções North/South.



14.8 Relação Estéril/Minério

Comparando a cava ótima com a cava operacional, notamos um decréscimo de material extraído de 9,512,206.70 de toneladas, além de um aumento na relação estéril/minério que passou de 3.07 para 3.38 como sumarizado nas Tabelas 29 e 30.

Tal decréscimo se deve ao fato de, na cava operacional, adicionarmos rampas e bancadas e, por isso, foi adotada uma estratégia de diminuição do fundo da cava, deixando uma parcela de minério no local, bem como a exclusão de regiões de baixos teores da operacionalização, mas, no entanto, sempre visando manter a aderência a cava ótima.

Tabela 29 - Relação estéril/minério – Cava ótima.

Minério	165,237,006.90
Estéril	53,879,819.80
REM	3.07

Tabela 30 - Relação estéril/minério – Cava operacional.

Minério	155,724,800.20
Estéril	46,092,150.00
REM	3.38

14.9 Produção

Determinado o regime de trabalho do projeto e a tonelagem da cava, foi determinada a produção anual e a produção horária em toneladas de minério e de estéril. O conhecimento de tais parâmetros se faz muito importante pois, de posse deles, podemos dimensionar os equipamentos para a lavra e/ou programar e executar o planejamento a curto, médio e longo prazo. O regime produtivo da operação está sumarizado na Tabela 31.

Tabela 31 - Regime produtivo da mina.

Produção anual (t)		Produção horária (t)	
Minério	2,711,302.94	Minério	391.24
Estéril	9,160,282.36	Estéril	1,321.83
Total	11,871,585.31	Total	1,713.07

15 Dimensionamento de frota

O dimensionamento da frota, tem um papel muito importante no projeto de uma mina pois, se mal dimensionado, pode ocasionar prejuízos econômicos de grande escala. Para ter uma frota adequada é necessário considerar: o tipo de material a ser transportado, a distância de transporte (lavra/beneficiamento), a seleção do equipamento adequado para o trabalho e as condições de operação da frota.

Quando um material é escavado ou desmontado, ele sai de um estado de compactação natural, que sofreu ao longo de vários anos, para uma expansão volumétrica que é bastante significativa. Sendo assim, após a extração, a rocha assume um volume solto maior do que o volume em *in situ*, esta variação é chamada de empolamento. O empolamento utilizado para efeitos de dimensionamento de frota neste trabalho foi de 30%.

Após ter definido o valor acima citado e adicionando a ele os tempos de ciclo dos equipamentos, a disponibilidade mecânica, o fator de utilização, o fator de enchimento, o fator de concha e o fator de posicionamento, definimos o volume calculado da concha e da capacidade do caminhão necessários para atender a produção, bem como o número ideal de passes para encher o caminhão.

No fim da vida útil da mina a frota de caminhões será de 10 caminhões para o minério e 10 caminhões para o estéril percorrendo uma distância final de mais de 3.000 metros do fundo de cava a planta de beneficiamento ou a pilha de estéril. Tal processo utilizara um total de 4 retroescavadeiras sendo 2 para a extração do minério e 2 para a extração do estéril. Também serão utilizados equipamentos auxiliares para a lavra.

Os cálculos para o dimensionamento de todos os equipamentos bem como suas características estão listados nos itens abaixo. Como explicado anteriormente, foram dimensionados equipamentos para a remoção do estéril (descobertura) e para a extração do minério, sendo que, os cálculos para ambos estão descritos nos itens abaixo.

15.1 Retroescavadeira

A retroescavadeira representa a peça vital na produção de uma mina, pois é ela quem determina a quantidade de material que vai ser retirada bem como o tamanho e número de caminhões que serão utilizados. Para a determinação do volume da concha da retroescavadeira foi utilizada a fórmula abaixo:

Equação para determinar o volume da concha.

$$Volume_{Concha} = \frac{Q}{C * S * A * O * P * B_f}$$

$$Volume_{Concha\ Minério} = \frac{186.31}{72 * 1 * 0.85 * 0.90 * 0.85 * 0.85}$$

$$Volume_{Concha\ Minério} = 4.70\ m^3$$

$$Volume_{Concha\ Estéril} = \frac{186.31}{72 * 1 * 0.85 * 0.90 * 0.85 * 0.85}$$

$$Volume_{Concha\ Estéril} = 18.54\ m^3$$

Onde:

Q = produção in situ por hora (m³/h);

C = número de ciclo por hora;

S = fator de giro;

A = disponibilidade mecânica (%);

O = disponibilidade operacional (%);

P = fator de deslocamento (%);

F = fator de enchimento (%);

E = fator de empolamento (%);

Bf = fator de concha = F/E.

O valor de concha obtido, com os cálculos acima, representa o volume total de concha necessário para atingir a produção estipulada. Tal valor foi dividido por 2 pois, foi previamente estipulado o uso de dois equipamentos para evitar concentrar a produção em apenas uma frente de trabalho. Dessa forma, para o minério, foi determinado a necessidade de uma concha com um volume de 2.35 m³ e, para a descobertura, for estipulado uma concha com capacidade de 9.27m³.

Assim, foi escolhida a retroscavadeira 349D da Caterpillar cuja concha possui capacidade tabelada de 1.00 até 3.10 m³ para a extração do minério e a retroscavadeira 6018, também da Caterpillar, com capacidade de 10m³.

Estas foram as opções que melhor se adequaram entre todas as opções disponíveis, suprimindo, dessa forma, as necessidades do projeto. Os dados dos equipamentos escolhidos estão sumarizados e apresentados nas Tabelas 32 e 33 e Figuras 71 e 72.

Tabela 32 - Dados retroescavadeira – Minério.

Modelo	349D
Quantidade	2
Capacidade tabelada (m ³)	1.0 – 3.1
Capacidade calculada (m ³)	2.35
Vida útil (h)	18000
Vida útil (anos)	3

Figura 71 - Caterpillar 349D.



Tabela 33 - Dados retroescavadeira – Estéril.

Modelo	6018
Quantidade	2
Capacidade tabelada (m ³)	10
Capacidade calculada (m ³)	9.27
Vida útil (h)	50000
Vida útil (anos)	8

Figura 72 - Caterpillar 349D.



15.2 Caminhão

Após a escolha das retroescavadeiras e da determinação dos volumes das conchas das mesmas, foi determinado um número de passes ideal da retroescavadeira para o caminhão. Tal valor foi estipulado em 5 passes.

Para a determinação da frota de caminhões primeiramente foi estipulada uma distância média do ponto de saída da cava até a planta de beneficiamento ou até a pilha de estéril que, nesse caso, foi de 200 metros e 300 metros, respectivamente.

Após, foi estipulada uma distância média de incremento anual considerando o aprofundamento da cava e sua vida útil. Para o presente estudo, esse valor foi de 165,83 metros por ano.

Com as distâncias médias de transporte foi calculado o tempo de transporte carregado e descarregado ao longo de cada ano da vida útil da cava para os equipamentos que iram trabalhar na extração do minério e na descobertura considerando uma inclinação para a rampa de 10% e uma resistência ao rolamento de 2% e, obtendo assim uma resistência total de 12%. Tal procedimento levou em conta os ábacos das Figuras 73 e 74 e a resistência total estipulada para determinar o tempo de transporte carregado e descarregado.

Figura 73 - Ábaco para determinar o tempo de transporte carregado e descarregado – (Caterpillar 725C).

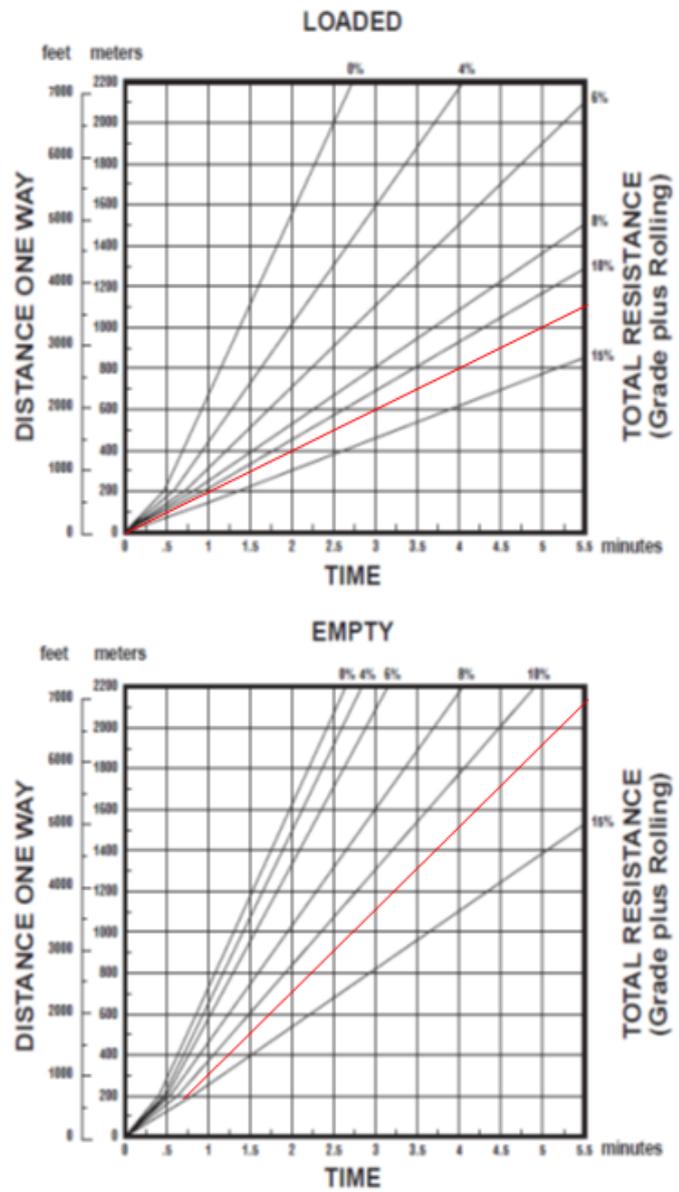
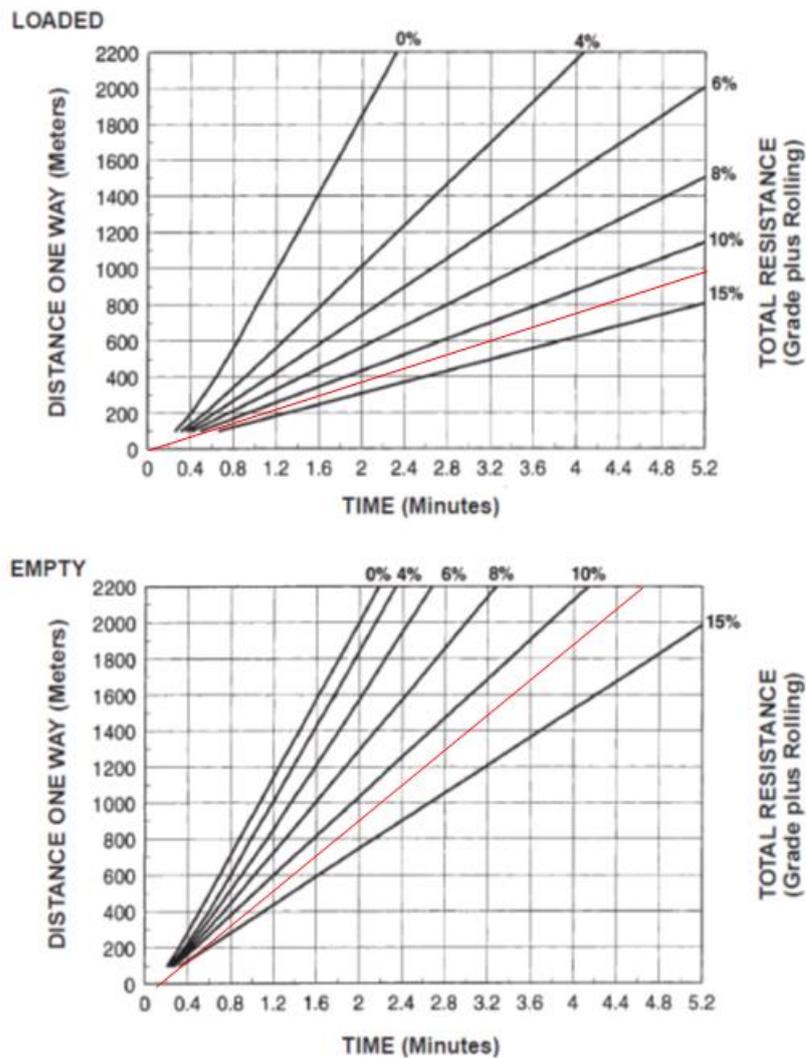


Figura 74 - Ábaco para determinar o tempo de transporte carregado e descarregado – (Caterpillar 777D).



Além de determinar os tempos variáveis citados acima, foi determinado o tempo fixo, que é formado pelo somatório dos tempos de manobra e basculamento, manobra e enchimento, enchimento e atrasos variáveis que possam ocorrer, obtendo, assim, o tempo fixo de 4,8 minutos.

O tempo total foi calculado pelo somatório, ao longo de cada ano, do tempo de transporte carregado e descarregado mais o tempo fixo estipulado.

De posse do tempo total, foi determinado o tempo de ciclos por hora bem como a produção horária ao longo de cada ano.

Por último foi determinado o número de caminhões para cada ano da vida útil do projeto. As Tabelas 34 e 35 mostram o resultado obtido para o dimensionamento da frota ao longo dos anos tanto para o minério quanto para o estéril.

Tabela 34- Dimensionamento da frota para a extração do minério.

DMT	Tempo Carregado	Tempo Descarregado	Tempo Fixo	Tempo Total	Ciclos/Hora	Produção/Hora	Número de Caminhões
365.83	1.83	0.91	4.8	7.58	7.92	150.45	3
531.67	2.66	1.33	4.8	8.82	6.80	129.24	4
697.50	3.49	1.74	4.8	10.06	5.96	113.27	4
863.34	4.32	2.16	4.8	11.31	5.31	100.81	4
1029.17	5.15	2.57	4.8	12.55	4.78	90.82	5
1195.00	5.98	2.99	4.8	13.80	4.35	82.63	5
1360.84	6.80	3.40	4.8	15.04	3.99	75.80	6
1526.67	7.63	3.82	4.8	16.28	3.68	70.01	6
1692.51	8.46	4.23	4.8	17.53	3.42	65.04	7
1858.34	9.29	4.65	4.8	18.77	3.20	60.73	7
2024.17	10.12	5.06	4.8	20.01	3.00	56.96	7
2190.01	10.95	5.48	4.8	21.26	2.82	53.63	8
2355.84	11.78	5.89	4.8	22.50	2.67	50.66	8
2521.68	12.61	6.30	4.8	23.75	2.53	48.01	9
2687.51	13.44	6.72	4.8	24.99	2.40	45.62	9
2853.34	14.27	7.13	4.8	26.23	2.29	43.46	10
3019.18	15.10	7.55	4.8	27.48	2.18	41.49	10

Tabela 35 - Dimensionamento da frota para a extração do estéril.

DMT	Tempo Carregado	Tempo Descarregado	Tempo Fixo	Tempo Total	Ciclos/Hora	Produção/Hora	Número de Caminhões
465.83	2.38	1.05	4.8	8.26	7.26	464.66	3
631.67	3.21	1.38	4.8	9.43	6.37	407.43	4
797.50	4.04	1.72	4.8	10.59	5.67	362.75	4
963.34	4.87	2.05	4.8	11.75	5.11	326.90	5
1129.17	5.70	2.38	4.8	12.91	4.65	297.50	5
1295.00	6.53	2.71	4.8	14.07	4.26	272.95	5
1460.84	7.35	3.04	4.8	15.23	3.94	252.15	6
1626.67	8.18	3.37	4.8	16.39	3.66	234.29	6
1792.51	9.01	3.71	4.8	17.55	3.42	218.79	7
1958.34	9.84	4.04	4.8	18.71	3.21	205.22	7
2124.17	10.67	4.37	4.8	19.87	3.02	193.23	7
2290.01	11.50	4.70	4.8	21.03	2.85	182.57	8
2455.84	12.33	5.03	4.8	22.19	2.70	173.02	8
2621.68	13.16	5.36	4.8	23.36	2.57	164.42	9
2787.51	13.99	5.70	4.8	24.52	2.45	156.63	9
2953.34	14.82	6.03	4.8	25.68	2.34	149.55	9
3119.18	15.65	6.36	4.8	26.84	2.24	143.08	10

Dessa forma, a opção de caminhão adotado para o minério foi o caminhão articulado da Caterpillar modelo 725C e, para a descobertura foi o caminhão, também da Caterpillar, modelo 777D Dual Slope.

Cinco passes gera uma massa de 19 toneladas e um volume de 12 m³, para o minério e, uma massa de 64 toneladas e um volume de 46 m³ para o estéril, que estão dentro da capacidade dos caminhões escolhidos. Os dados dos equipamentos escolhidos estão sumarizados e apresentados nas Tabelas 36 e 37 e Figuras 75 e 76.

Tabela 36 - Dados caminhão articulado – Minério.

Modelo	725C
Quantidade	10
Capacidade tabelada (m ³)	10.80 – 14.80
Capacidade calculada (m ³)	12
Diâmetro pneu (m)	1.62
Largura do equipamento (m)	3.70
Vida útil (h)	10000
Vida útil (anos)	2

Figura 75 - Caterpillar 725C.



Tabela 37 - Dados caminhão fora de estrada – Estéril.

Modelo	777D
Quantidade	10
Capacidade tabelada (m ³)	42.10 – 60.10
Capacidade calculada (m ³)	46
Diâmetro pneu (m)	2.68
Largura do equipamento (m)	6.10
Vida útil (h)	40000
Vida útil (anos)	6

Figura 76 – Caterpillar 777D.



15.3 Equipamentos auxiliares

Os equipamentos auxiliares são equipamentos de auxílio para as operações mineiras. Para esse projeto foram escolhidos, **2 pás carregadeiras** (uma para auxiliar na extração do minério ou na manutenção das pilhas de estocagem e outra para auxiliar na extração do estéril ou na manutenção da pilha de rejeitos) **2 bulldozers** (devido a característica friável da rocha, pode ser necessário a utilização de escarificadores para a desagregação do material e, pode ser utilizado para a manutenção de vias e acessos), **2 motoniveladoras** (para a manutenção de vis e acessos), **1 caminhão comboio** (para abastecimento e manutenção dos equipamentos na cava, evitando a necessidade de retorno dos mesmo para a oficina), **2 caminhões pipa** (para manutenção das vias e acessos), **2 caminhões para serviço mecânico** e **4 caminhonetes** para os funcionários. Os dados dos equipamentos escolhidos estão sumarizados e apresentados nas Tabelas 38 à 45 e Figuras 77 à 85.

Tabela 38- Dados pá carregadeira – Minério.

Modelo	930K
Quantidade	1
Capacidade tabelada (m ³)	2.10 – 2.80
Capacidade calculada (m ³)	2.46
Vida útil (h)	10000
Vida útil (anos)	2

Figura 77- Caterpillar 930K.



Tabela 39 - Dados pá carregadeira – Estévil.

Modelo	990K
Quantidade	1
Capacidade tabelada (m ³)	8.60 – 9.20
Capacidade calculada (m ³)	9.71
Vida útil (h)	12000
Vida útil (anos)	2

Figura 78 - 990K.



Tabela 40 - Bulldozer.

Modelo	D8R
Quantidade	2

Figura 79 - Bulldozer Caterpillar 990K.



Tabela 41 - Motoniveladora.

Modelo	24M
Quantidade	2
Largura da lâmina (m)	7.30

Figura 80 – Caterpillar 24M.



Tabela 42 - Caminhão comboio.

Quantidade	1
Capacidade (l)	10000

Figura 81 - Caminhão comboio.



Tabela 43 - Caminhão pipa.

Quantidade	2
Capacidade (l)	20000

Figura 82 - Caminhão pipa.



Tabela 44 - Caminhão para serviço mecânico.

Quantidade	2
Capacidade (t)	10

Figura 83 - Caminhão para serviço mecânico.



Tabela 45 - Caminhonetes.

Marca	Toyota Hilux
Modelo	SR 3.0 Diesel 4x4
Quantidade	4

Figura 84 - Toyota Hilux.



16 Sequenciamento

O sequenciamento foi gerado no *software* NPV Scheduler. O programa gera uma relação entre ano e blocos (minério ou estéril) a serem movimentados, assim fica estabelecida a forma como a cava vai ser desenvolvida ao longo da vida útil da mina. Quando exaurida uma das cavas, está então, com base no sequenciamento, será ocupada com material estéril aliviando a pilha de rejeitos. Também com base no sequenciamento foi possível posicionar da forma mais adequada a usina de beneficiamento e a pilha de estéril. As Figuras 85 a 91 mostram o sequenciamento da operação em intervalos de 3 anos.

Figura 85 - Evolução da cava no ano 1.

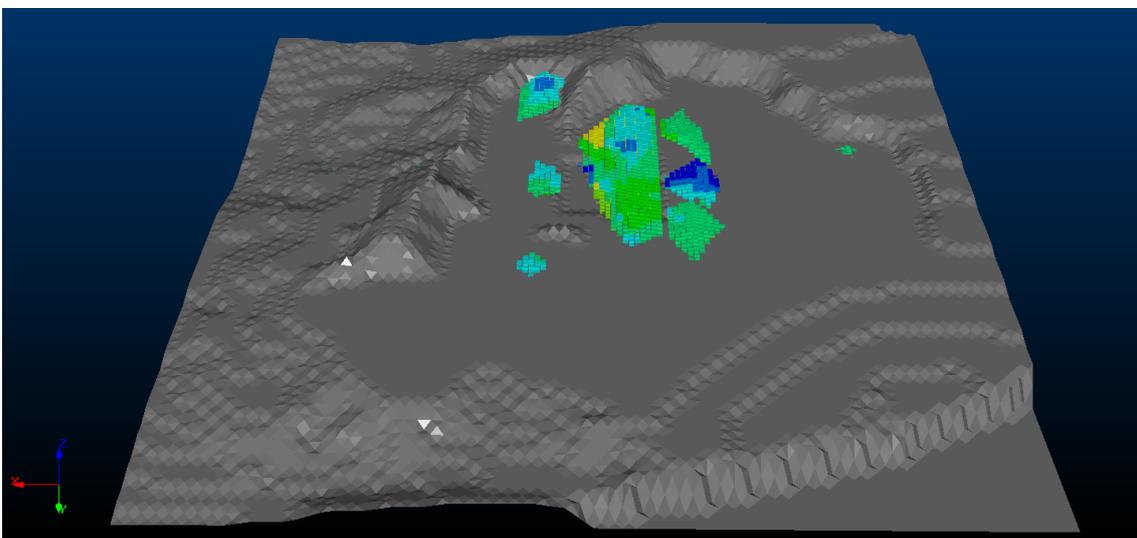


Figura 86 - Evolução da cava no ano 3.

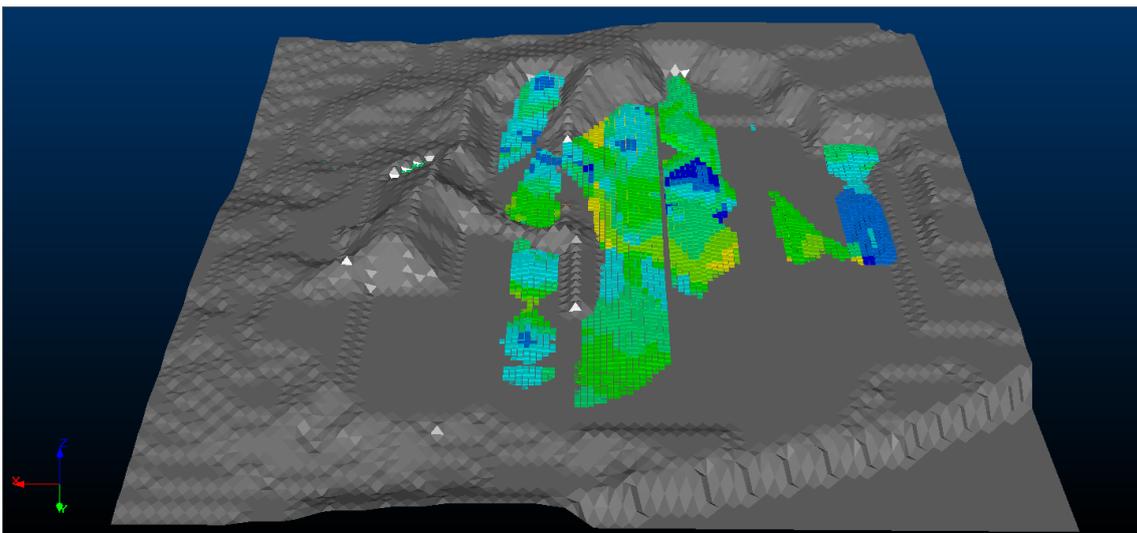


Figura 87 - Evolução da cava no ano 6.

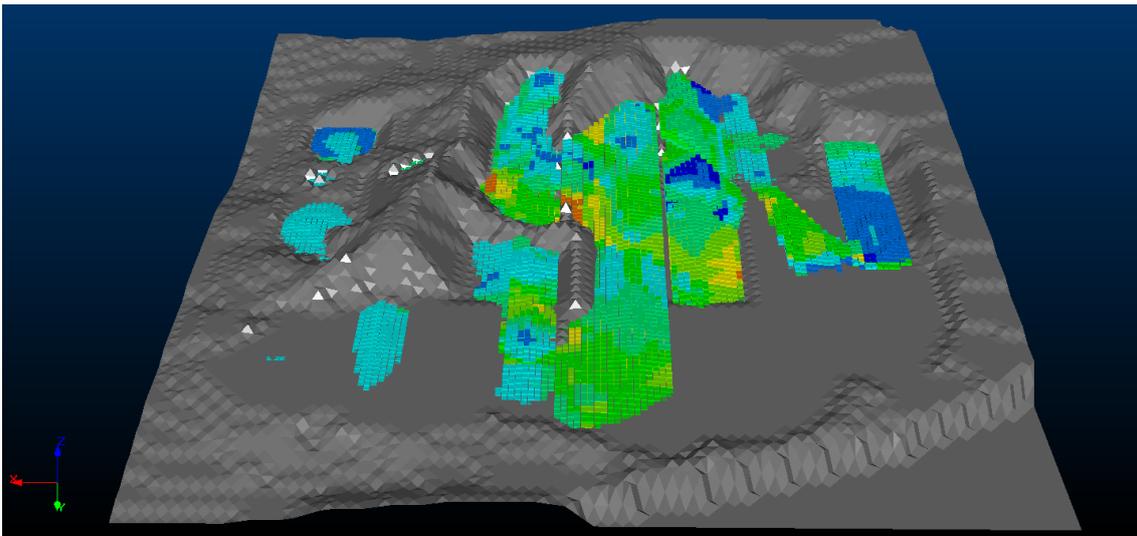


Figura 88 - Evolução da cava no ano 9.

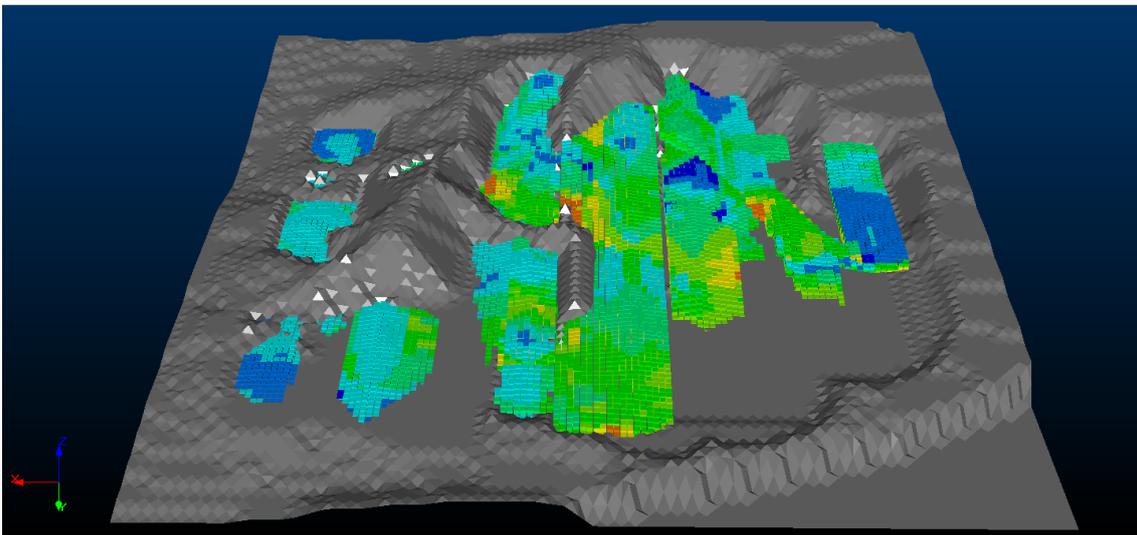


Figura 89 - Evolução da cava no ano 12.

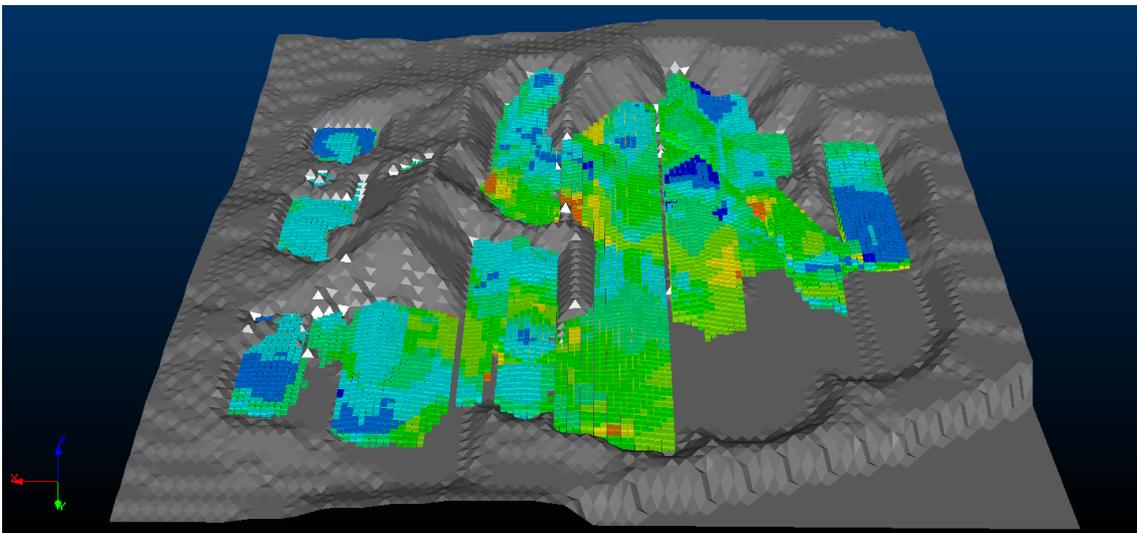


Figura 90 - Evolução da cava no ano 15.

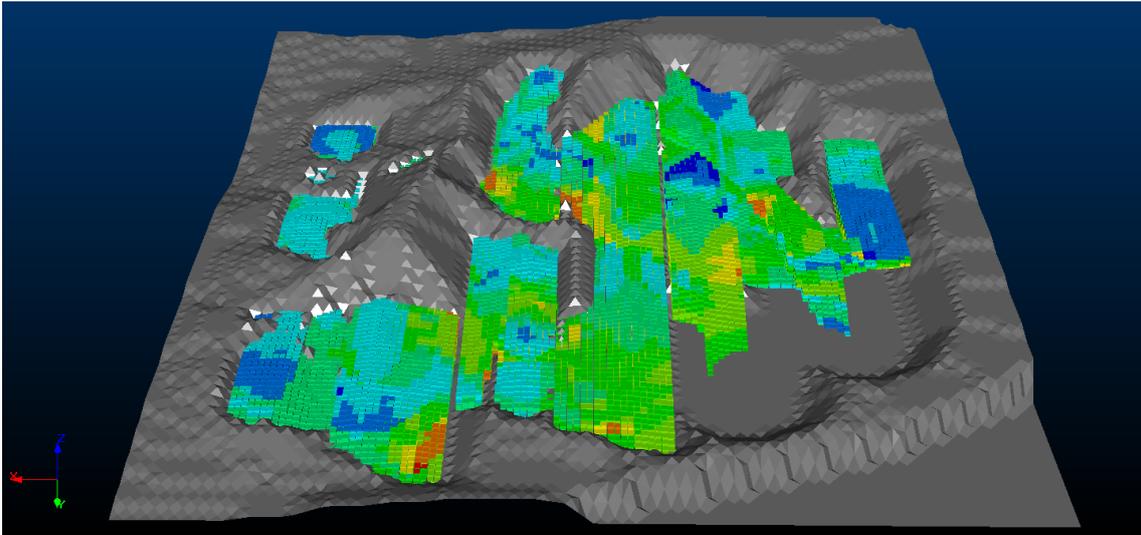
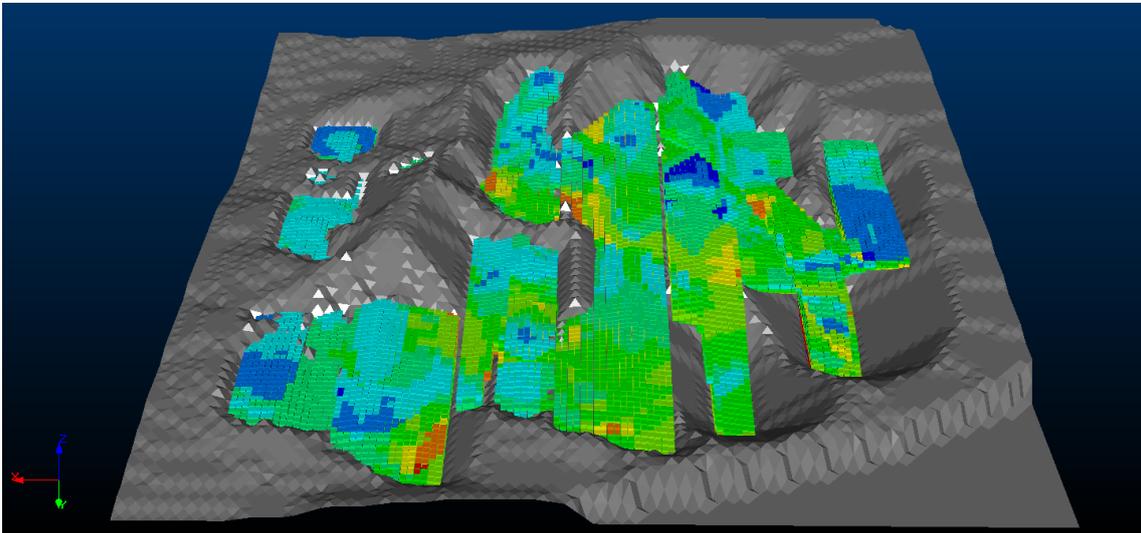


Figura 91 - Evolução da cava no ano 17.



17 Beneficiamento de minério

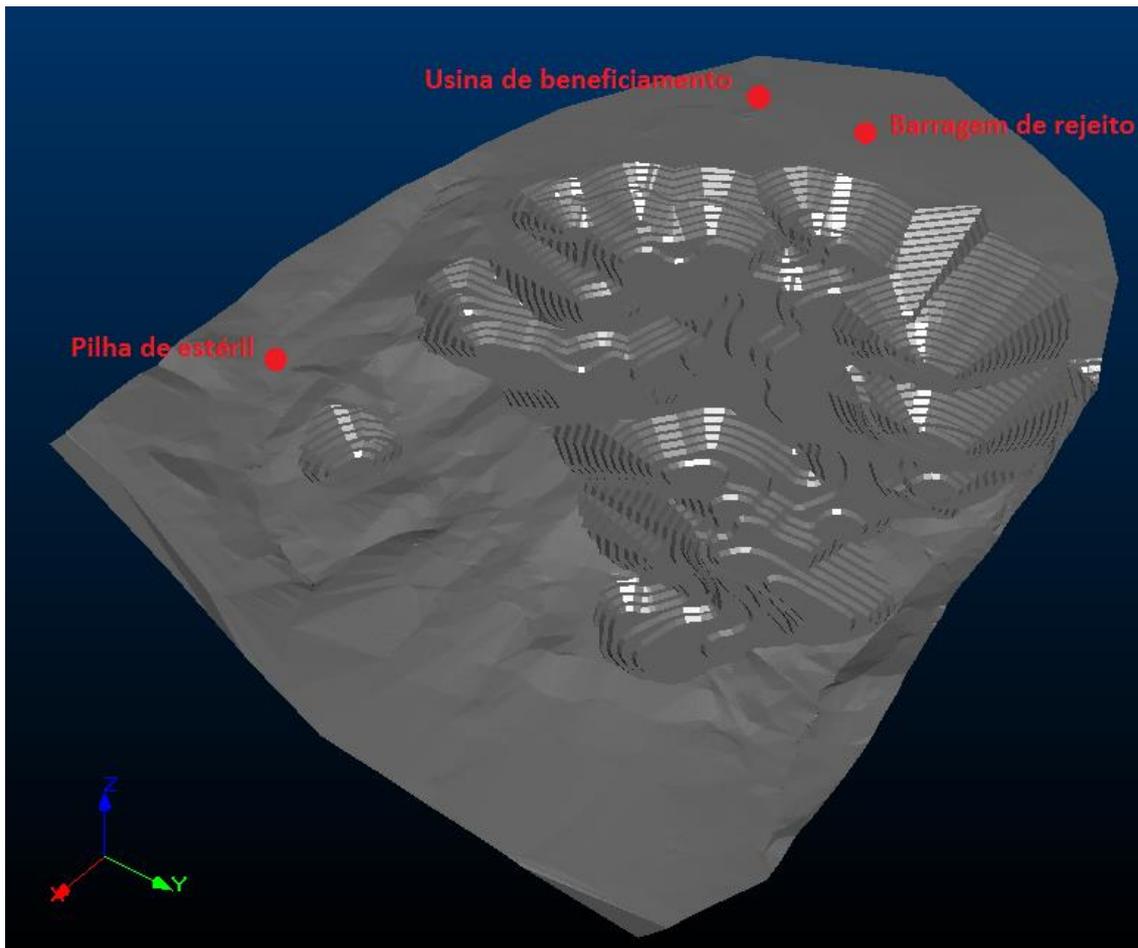
O primeiro item de uma análise de processo que visa à obtenção de melhores resultados do aproveitamento de um recurso mineral é a caracterização desses minérios. Esse item deve ser um dos primeiros estudos a ser realizado, pois promove maior conhecimento tecnológico e melhor aproveitamento. Uma caracterização bem feita é a base para um planejamento de mina seguro e confiável, de forma a minimizar as possíveis variações que os minérios sempre trazem, os riscos operacionais e as perdas de qualidade dos produtos.

A demanda de minério apatítico para a produção de fertilizantes fosfatados requer um teor mínimo no concentrado de 35% de P_2O_5 e baixos teores de impurezas (teor de $SiO_2 < 3\%$), as quais dificultam a produção dos fertilizantes, para isso faz-se o processo de beneficiamento, que gera um concentrado com o teor requerido após a etapa de flotação.

Para dimensionar os equipamentos das etapas de cominuição foi utilizado manual de britagem da Metso.

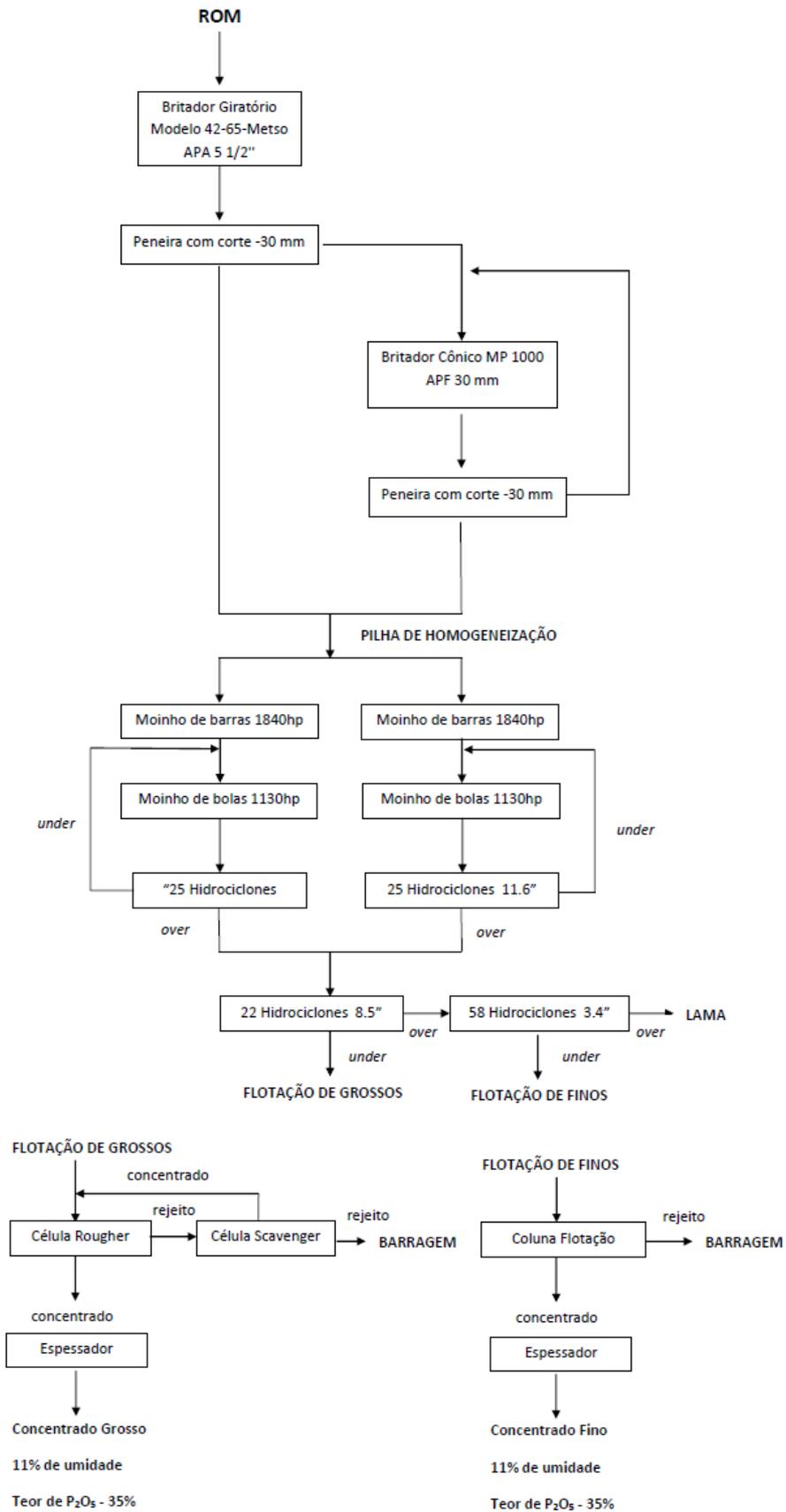
A planta estará situada a 200 metros do depósito, local onde se dará início a cava, diminuindo assim os gastos com transporte. A barragem de rejeitos, da mesma forma que a planta de beneficiamento, foi alocada a 300 metros da cava. A Figura 92 demonstra a localização da usina de beneficiamento e da barragem de rejeitos.

Figura 92 - Localização da usina e da barragem de rejeitos.



Na Figura 93, está demonstrado o fluxograma geral do processo, não foi considerado nenhum processo de separação magnética pois não constavam informações referentes a ferro na nossa base de dados.

Figura 93 - Fluxograma do processo de beneficiamento do minério.

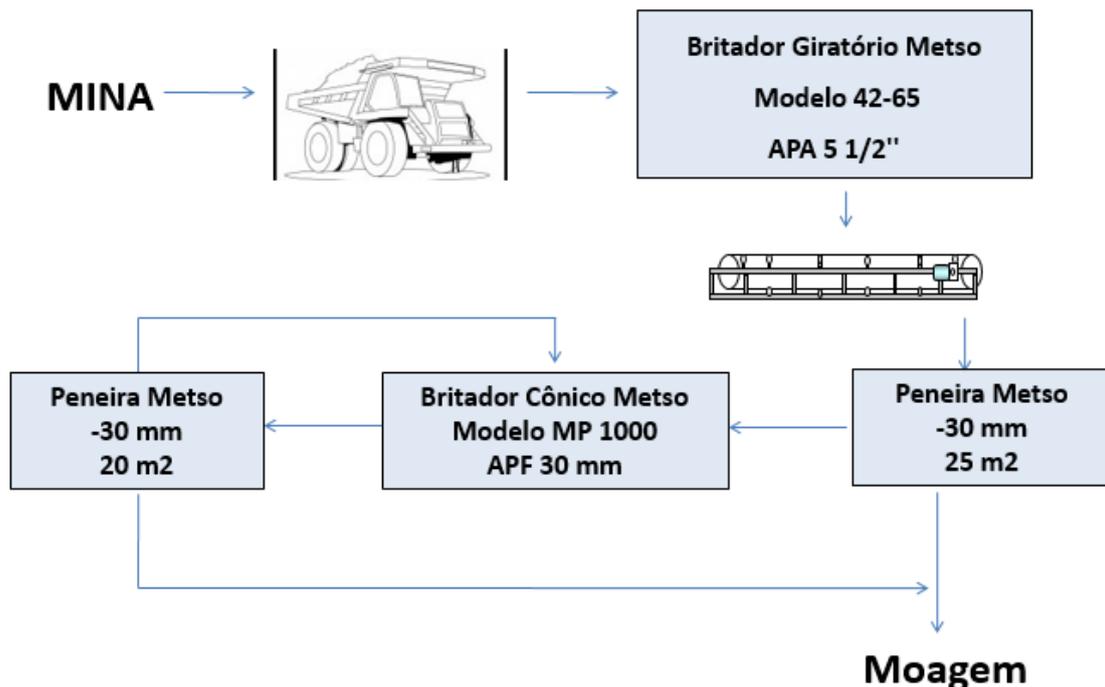


17.1 Britagem

Na primeira etapa do beneficiamento, como podemos ver na Figura 94, o minério proveniente da mina é encaminhado a um britador giratório, alimentando-o a uma taxa de 1794 t/h. O britador selecionado é um modelo 42-65, com APA (abertura da posição aberta) de 5 ½" (139.7 mm). O material é então descarregado sobre uma esteira, que o conduz até uma peneira vibratória Metso. A abertura da malha da peneira é 30 mm e sua área é de 25 m². O material passante vai para o circuito de moagem, e o material retido na peneira, 1384 t/h, segue para um segundo britador.

A britagem secundária é feita por um modelo MP1000 também da Metso. Este é um britador cônico, com APF (abertura da posição fechada) de 30 mm com câmara e manto padrão. O produto do britador é peneirado em uma peneira vibratória Metso malha de 30 mm com área de 20m². O material passante segue para o circuito de moagem. O material retido volta novamente para o britador, que trabalha em circuito fechado com a peneira, sendo a carga circulante do processo 385 t/h.

Figura 94 - Fluxograma do processo de britagem

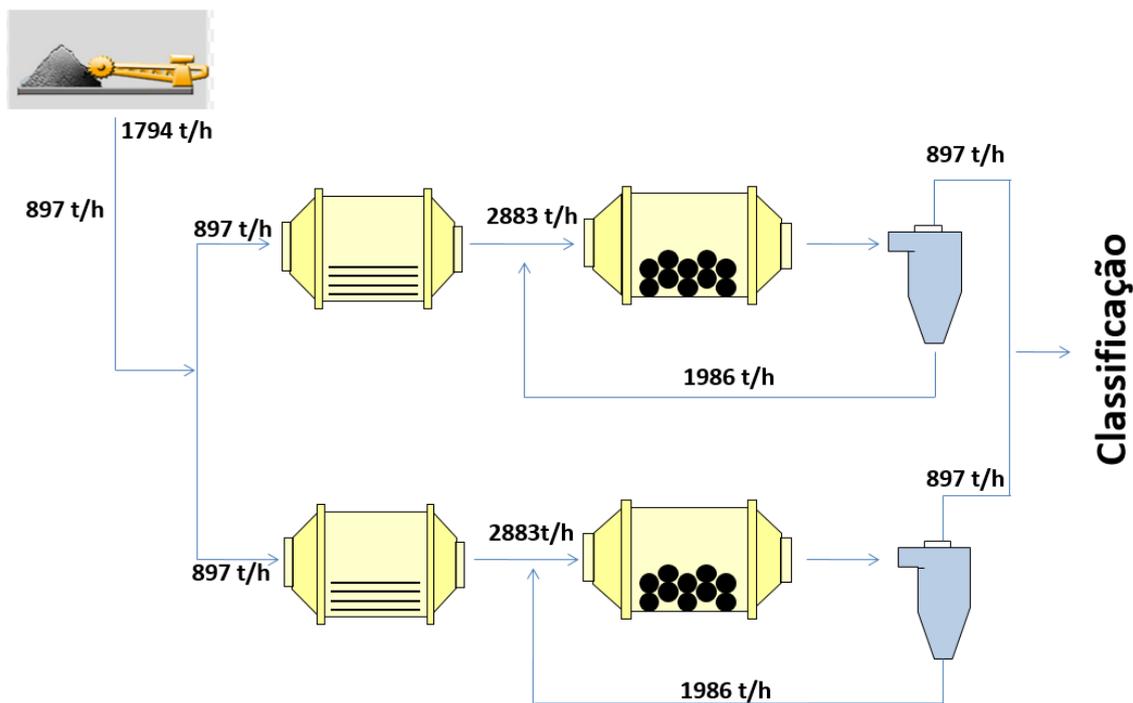


17.2 Moagem

O material proveniente do processo de britagem é descarregado em uma pilha de homogeneização, Figura 95, e é então encaminhado, através de um retomador, ao circuito de moagem. O minério é subdividido em dois circuitos paralelos e idênticos, alimentados a uma taxa de 897 t/h. Os circuitos são do tipo barra-bolas, compostos por equipamentos com carga de 40% e descarga por overflow. Os moinhos de barras apresentam 1840 hp (1372 kW) de potência e 14 ft (4,27 metros) de diâmetro, tendo as barras 5,94 metros de comprimento, enquanto os moinhos de bolas têm 1130 hp (843 kW), diâmetro de 13 ft (3,96 metros) e alimentação de bolas unicamente de diâmetro de 50 mm.

Após passar pelo circuito barra-bolas, o material segue para uma bateria de 25 hidrociclones de 12" (294 mm), com pressão de 50 kPa. O material mais grosso dos hidrociclones retorna ao moinho de bolas, que trabalha com uma carga circulante de 1986 t/h, enquanto que o material mais fino vai para o circuito de classificação.

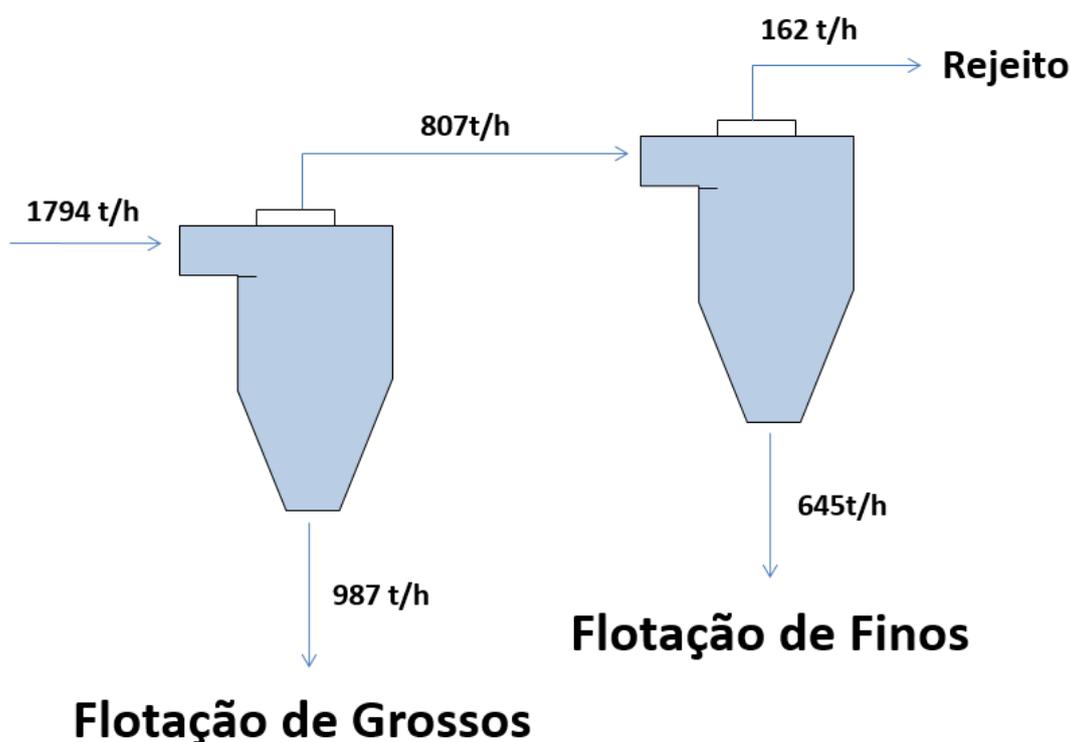
Figura 95 - Fluxograma do processo de moagem.



17.3 Classificação

Na etapa de classificação, Figura 96, o material passa por uma bateria de 22 hidrociclones de 8.5" (216 mm), com 50 kPa de pressão. Cerca de 55% do material é descarregado como material grosso e segue para o circuito de flotação de grossos. O material fino da ciclonagem é encaminhado para uma nova bateria de 58 hidrociclones de 3" (76 mm) e 50 kPa. O produto mais grosso vai para a flotação de finos, enquanto que o produto mais fino é enviado diretamente para a barragem de rejeitos, que é alimentada a uma taxa de 162 t/h.

Figura 96 - Fluxograma do processo de classificação

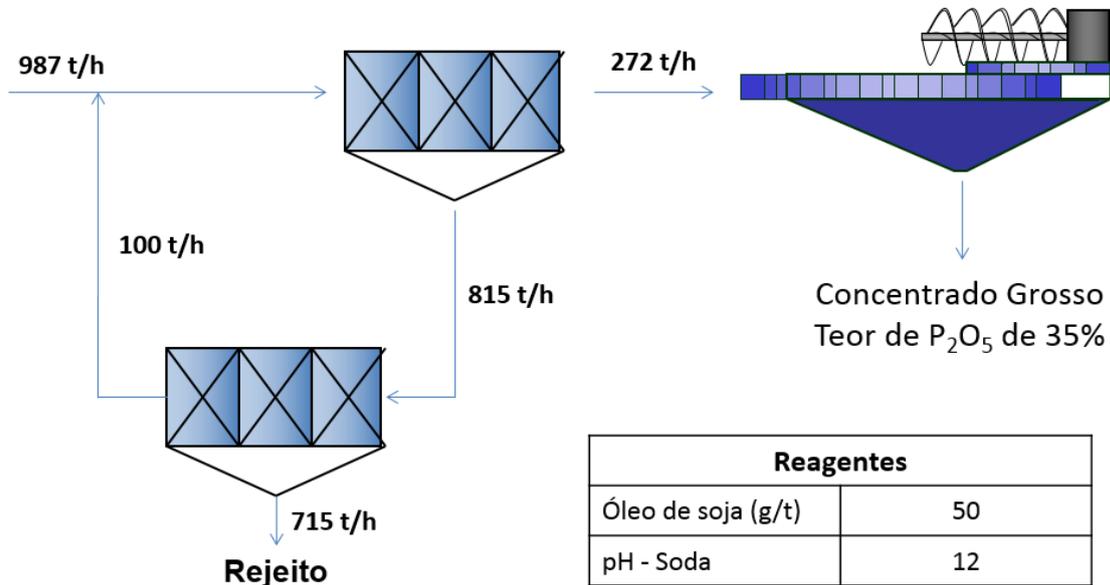


17.4 Flotação de grossos

Aproximadamente 987 t/h de material alimenta o banco de células, composto por 5 células de flotação de 40 m³ cada. A recuperação deste processo é de 73%. A produção de concentrado é de 272 t/h, que segue para a separação sólido-líquido. O restante do material passa para um banco de células para a recuperação do rejeito com 5 células de flotação, cada uma com 25 m³. A recuperação nesta etapa é de 40%, e o rejeito é enviado para a barragem. O material flotado no banco scavenger retorna à alimentação do circuito rougher. O óleo de soja

é utilizado com concentração de 50 g/t, tendo a polpa pH 12. O rejeito dessa etapa também passa por uma bateria hidrociclones desaguadores. Processo demonstrado na Figura 97.

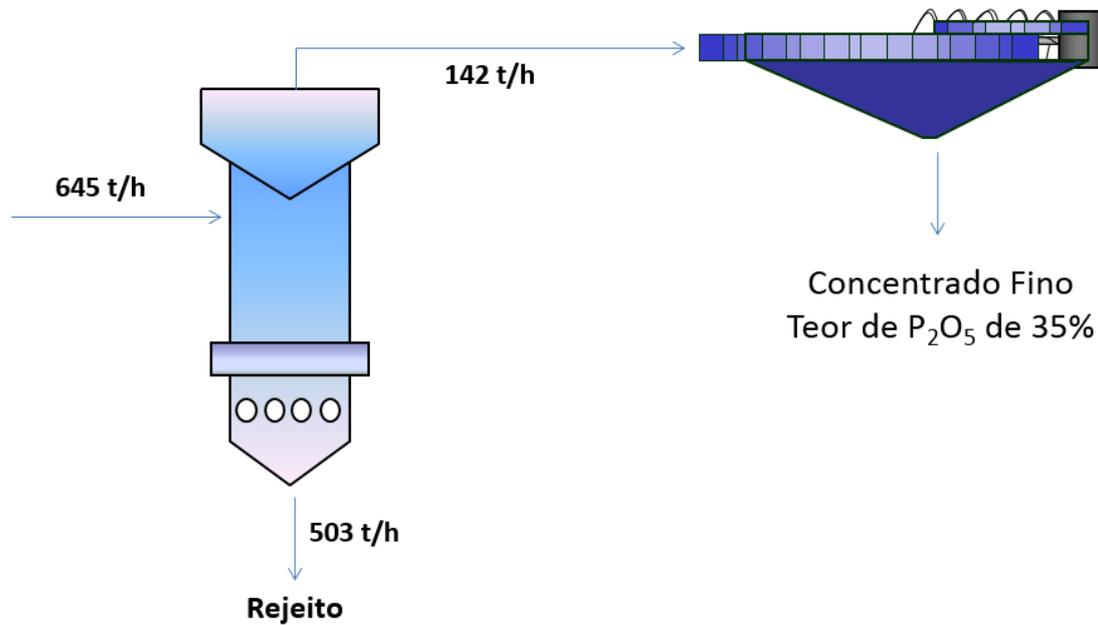
Figura 97 - Fluxograma do processo de flotação de grossos



17.5 Flotação de finos

A flotação de finos, Figura 98, foi estimada a partir de circuito de beneficiamento já em operação, pois não havia amostras do material para serem realizados ensaios de flotação para determinação dos parâmetros operacionais. O material fino é flotado através de uma coluna de flotação de 170 m³, que é alimentada a 35% de sólidos. É utilizado como reagente o óleo de soja (60 g/t). O pH da solução deve ser 12 e é controlado com o uso de soda. A coluna produz 503 t/h de rejeito, que é encaminhado para a barragem, e 142 t/h de concentrado, que é enviado para a separação sólido-líquido. A recuperação metalúrgica do processo é de 78%. O rejeito antes de ser encaminhado para a barragem passa por uma bateria de hidrociclones desaguadores.

Figura 98 - Fluxograma do processo de flotação de finos



18 Reaproveitamento da água

A escassez de água já é uma realidade e chama a atenção de organizações internacionais, entidades ambientalistas, órgãos de governo e pesquisadores.

Principal insumo do setor de mineração, a água está se tornando cada vez mais objeto da preocupação das empresas. "Entre os principais fatores considerados no momento de implantar uma usina de beneficiamento, está o uso da água", destaca o pesquisador João Alves Sampaio, do CETEM.

Com base no exposto acima, foi definido nesse projeto que 70% da água alimentada na usina será de água recirculada do processo e, 30% seria água proveniente do sistema de abastecimento local.

19 Avaliação econômica

A mina foi alocada no estado de Goiás, no município de Catalão. Devido a sua proximidade a grandes centros urbanos, aproximadamente 280 km de Goiânia, os fatores regionais são favorecidos, como o acesso à energia, estradas para escoamento da produção, alojamento para funcionários. Levando-se em consideração esses aspectos, utilizou-se o modelo de custos Western Mine para a definição de gastos operacionais e capitais do empreendimento.

19.1 Estudo de mercado

Foram realizadas análises de variação do valor de venda do mineral apatítico no Brasil e no mundo. As Figuras 99 e 100, mostra os dados dos últimos anos no Brasil e no mundo, respectivamente.

Figura 99 - Valor de venda do mineral apatítico no Brasil

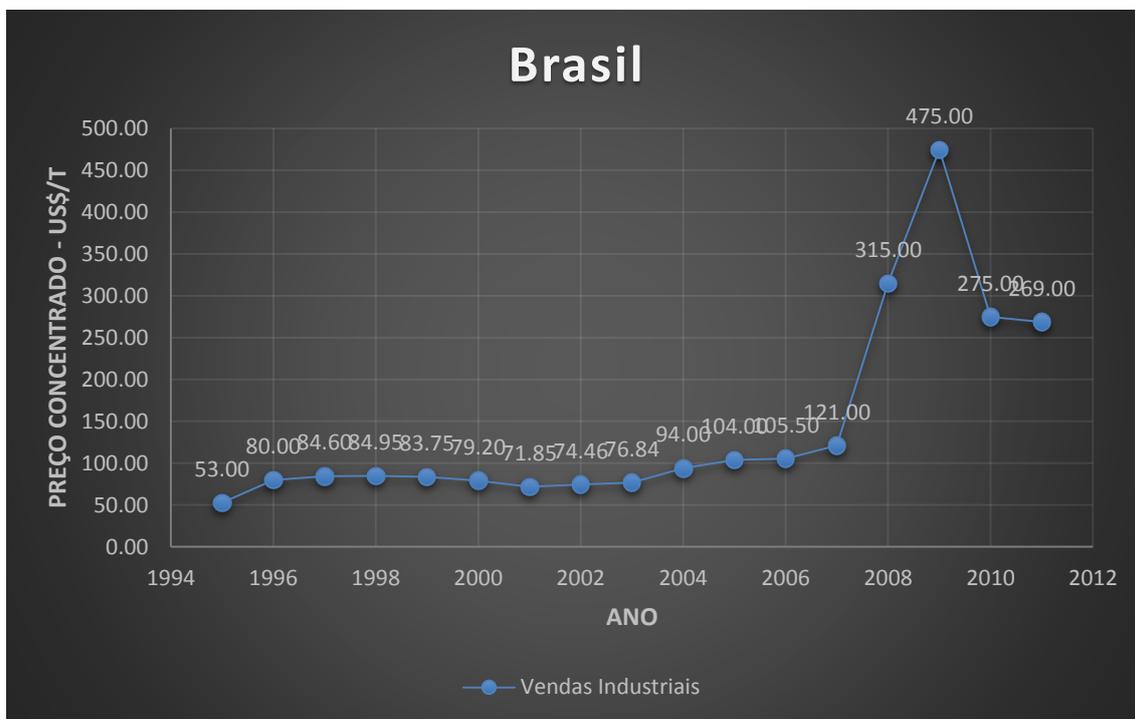
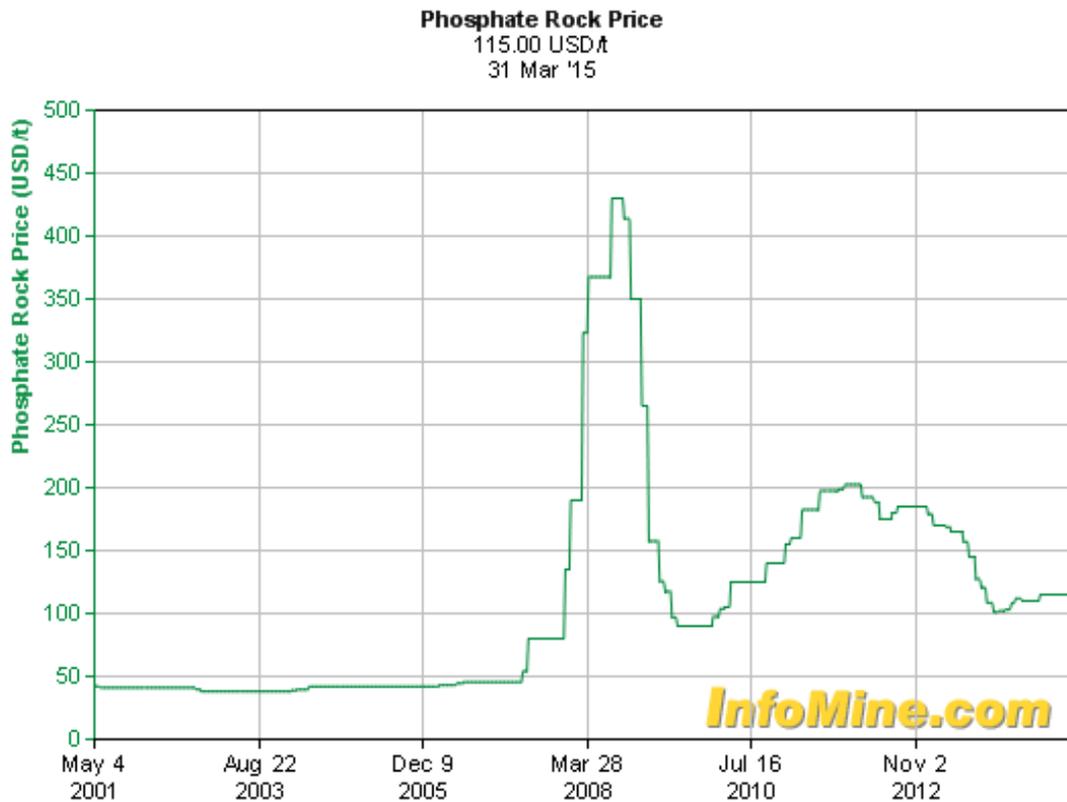


Figura 100 - Valor de venda do mineral apatítico no mundo.



O preço de venda do concentrado apatítico, para a avaliação econômica do projeto, foi estabelecido em US\$ 159.25 por tonelada. Este valor é a média histórica do preço do concentrado no Brasil nos últimos 13 anos (1998 - 2011), valor esse, não tão distante do praticado no mundo. Dando sequência a esta etapa, avaliou-se a demanda de fosfato dentro do mercado brasileiro, conforme dados do Departamento Nacional de Produção Mineral (DNPM). A produção deste concentrado no Brasil ainda não é suficiente para atender a demanda do país. Este minério é estratégico para a economia nacional, uma vez que serve como matéria prima para insumos agrícolas, já que a agricultura do Brasil é de suma importância econômica.

19.2 Estimativa de custos

A mina produz anualmente 11,8 milhões de toneladas de ROM, o que significa uma produção diária de 37,674 t/dia, considerando o número efetivo de horas e dias trabalhados. Para tais estimativas considerou-se também a relação estéril- minério do depósito, que é de aproximadamente 3:1.

O depósito contém 202 milhões de toneladas, que serão extraídas num período de 17 anos. O teor de corte da mina foi calculado em 9,98%, e o teor médio na alimentação da planta

será de 11,4%. A recuperação global, que inclui recuperação da usina e recuperação da lavra, fica próxima de 70%.

I. Capex

Os custos de abertura da mina e infraestrutura são referentes ao investimento necessário para a aquisição dos equipamentos de lavra, descobertura prévia, preparação do terreno, construção de vias de acesso e linhas de energia. Os custos da usina de beneficiamento se referem a equipamentos pesados como britadores e moinhos, construções necessárias, bacia de captação de rejeito, instalações elétricas, entre outros. O capital de giro estipulado constitui cerca de 7% do valor de investimento total requerido e é de grande importância para a segurança do projeto, caso ocorram despesas não previstas, demonstrado na Tabela 46.

Tabela 46 - Custos de investimento

Abertura da mina e infraestrutura (MUS\$)	59,5
Usina de beneficiamento (MUS\$)	191
Capital de giro (MUS\$)	17,3
TOTAL CUSTOS (MUS\$)	268

II. Opex

Seguindo o mesmo modelo de custos do Western Mine, encontra-se valores para custos operacionais de lavra, que correspondem a suprimentos e materiais, salários, encargos, custos administrativos, entre outros. Para os gastos operacionais de beneficiamento, os fatores que ponderam a estimativa são a capacidade de alimentação da planta em toneladas/dia de minério e o número de produtos gerados. Neste caso o produto é apenas o concentrado apatítico. A estimativa abrange gastos que vão desde a britagem até o processo físico-químico de beneficiamento. Como itens adicionais o consumo de reagentes, suprimentos, combustível, energia e salário dos funcionários necessários para a operação, resumido na Tabela 47.

Tabela 47 - Custos operacionais

Custo de lavra (US\$/t)	2.13
Custo de beneficiamento (US\$/t)	8.03
Custos gerais e administrativos (US\$/t)	0.96
SOMA CUSTOS (US\$/t)	11.12
Preço do concentrado (US\$/t)	159.25
Recuperação global (%)	70
BCOG (%)	9.98

Com os custos de lavra e beneficiamento e do teor de corte (BCOG), definiu-se a função benefício. As equações utilizadas estão demonstradas na Figura 101.

Figura 101 - Função Benefício

BCOG	MCOG	ESTÉRIL
$FB = (\text{teor} * \text{preço} * \text{rec.}) - (C_L + C_B + C_{GeA})$	$FB = (\text{teor} * \text{preço} * \text{rec.}) - (C_B + C_{GeA})$	$FB = - C_L$
$FB = (\text{teor} * 159.25 * 0.7) - (2.13 + 8.03 + 0.96)$	$FB = (\text{teor} * 159.25 * 0.7) - (8.03 + 0.96)$	$FB = - 2.13$
$FB = (\text{teor} * 111.47) - (11.12)$	$FB = (\text{teor} * 111.47) - (8.99)$	-

Com essa função atribuiu-se valores econômicos para cada bloco gerado, conforme descrito na etapa de otimização de cava.

Dois cenários foram avaliados, o primeiro considerando capital próprio para o investimento e o segundo supondo um empréstimo de 40% do valor de Capex, Figura 13. A taxa de juros considerada para o pagamento do empréstimo foi a utilizada pelo BNDES para este tipo de empreendimento, 9% ao ano. Ainda se admitiu uma carência de dois anos para o início do pagamento e um prazo de três anos para a quitação total da dívida. O tempo de investimento utilizado em ambos os cenários foi de 2 anos, com uma depreciação de capital de 20% ao ano, uma taxa sobre vendas estipulada de 15%, imposto sobre receita tributável de 30% e 2% de CFEM.

Tabela 48 - Avaliação econômica

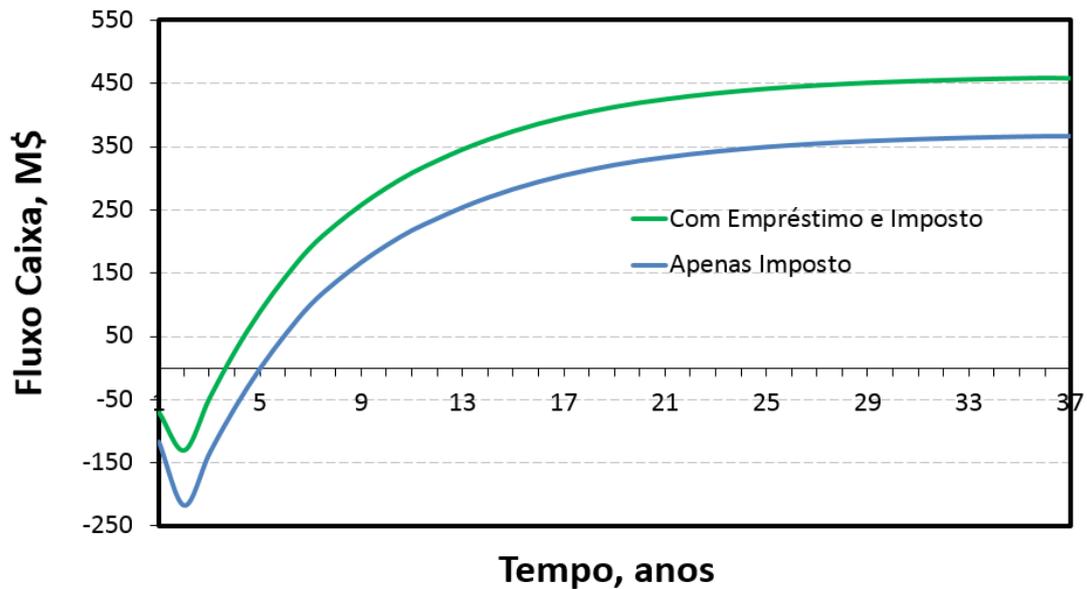
Parâmetros	Sem empréstimo	Com empréstimo (juros de 9% ao ano)
Taxa de atualização aplicada (%)	15	15
Intensidade de capital	0.9	0.9
Margem (%)	70	70

A **Erro! Fonte de referência não encontrada.** mostra a taxa de atualização empregada de 5%, uma taxa conservadora, porém comum em projetos desse porte. Esses parâmetros mostram que a margem se apresenta favorável, pois indica que dentro da receita bruta apenas 30% é gasto com custos operacionais.

A **Erro! Fonte de referência não encontrada.** mostra os tempos de *payback* no cenário ue utiliza empréstimo e no cenário sem empréstimo. O tempo de *payback* do investimento realizado fica em torno de 3 anos para a situação de empréstimo com a taxa de juros adotada, enquanto sem o empréstimo este tempo atinge cerca de 5 anos. Tal fato é explicado através da

diferença entre a taxa de atualização e a taxa de juros, sendo os juros adotados menores que a atualização dentro do período. Esta análise é importante para aproveitar oportunidades de utilizar-se de recursos financeiros de mercado com taxas correntes menores que o limite superior dos juros praticados pelo sistema financeiro.

Figura 102 - Tempo de payback.



As Figuras 103 e 104 mostram os fluxos de caixa de cada cenário atualizado para diferentes taxas de desconto, já considerados os reinvestimentos com aquisição de novos equipamentos ou *rebuilt* necessários ao longo do tempo previsto.

Figura 103 - Fluxo de caixa sem a situação de empréstimo.

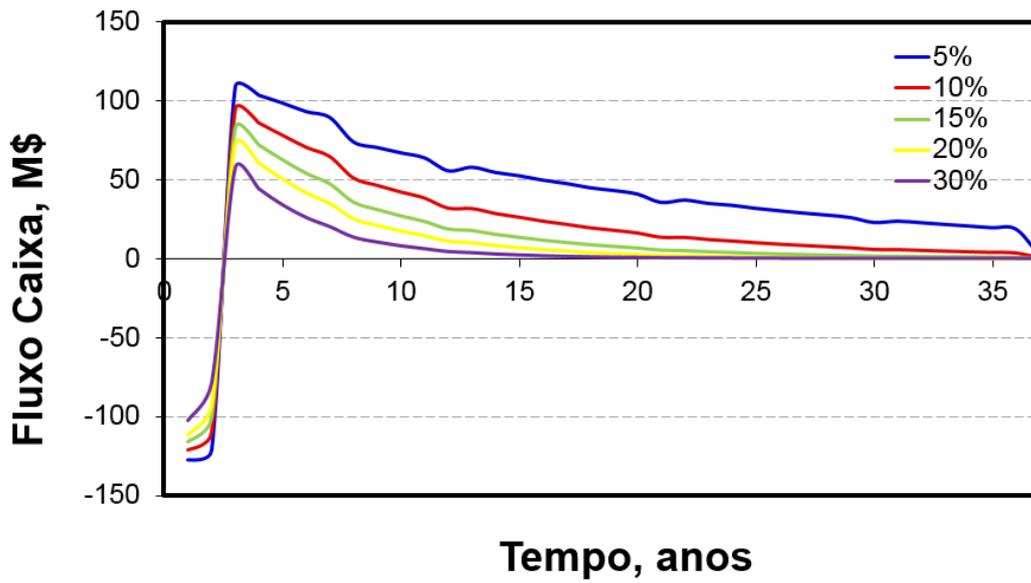
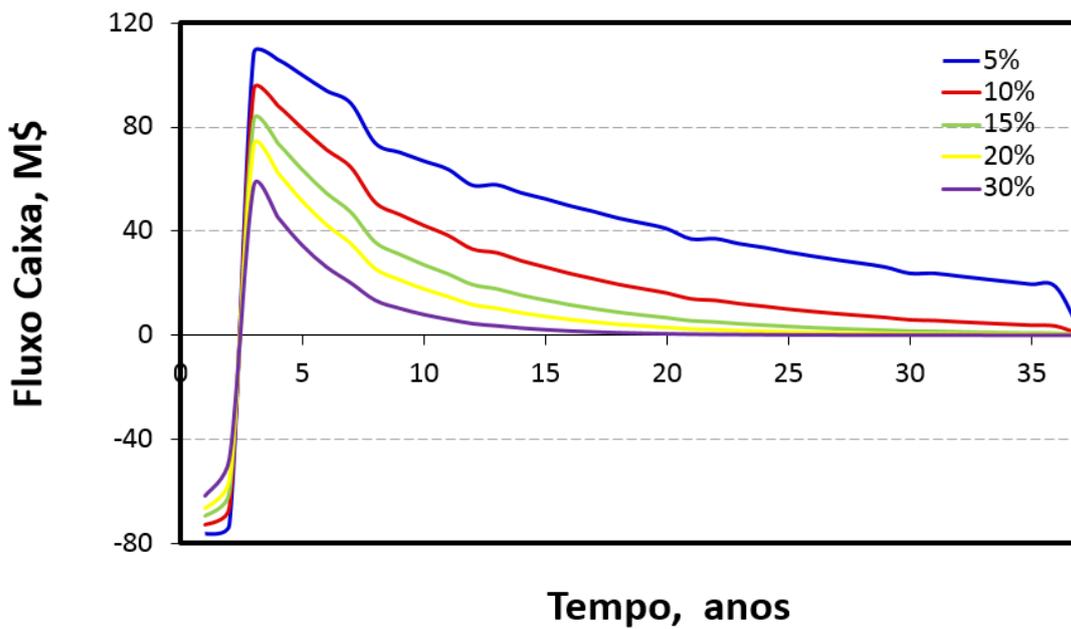


Figura 104 - Fluxo de caixa com a situação de empréstimo.



Na sequência, foi feita a análise de sensibilidade considerando o cenário sem empréstimo, Figura 105, e com empréstimo, figura 106, em relação à variação de custos operacionais, investimento e preço de venda. Isso demonstra o quanto pode variar o preço da *commoditie* sem que a geração de riquezas (NPV) fique zerada, ou seja, em que percentual fica o *Breakeven Price Factor*.

Figura 105 - Figura 105 - Análise de sensibilidade sem empréstimo.

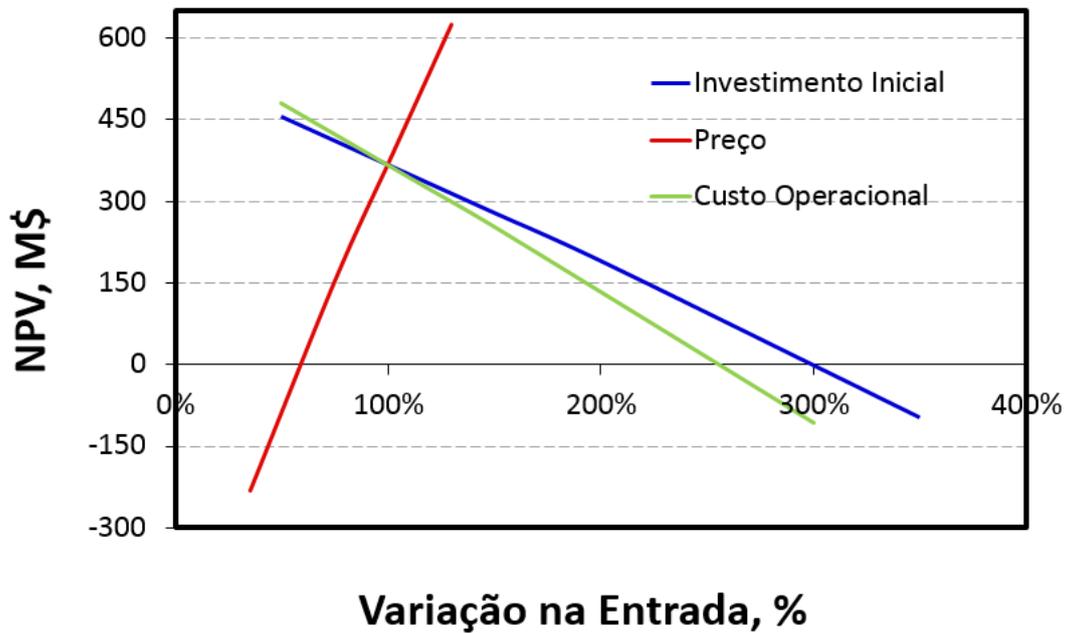
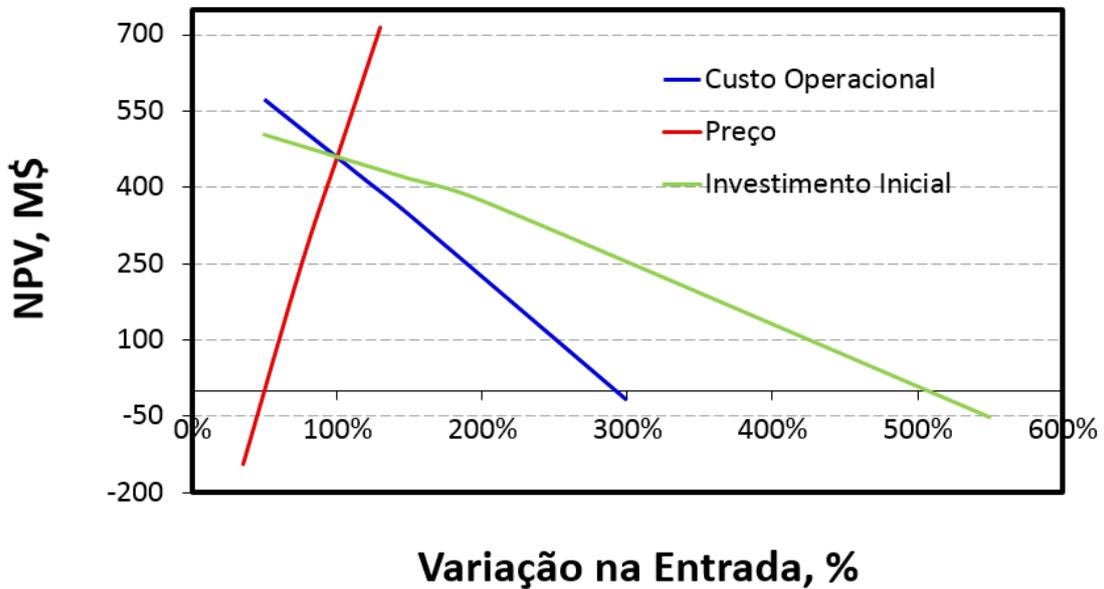
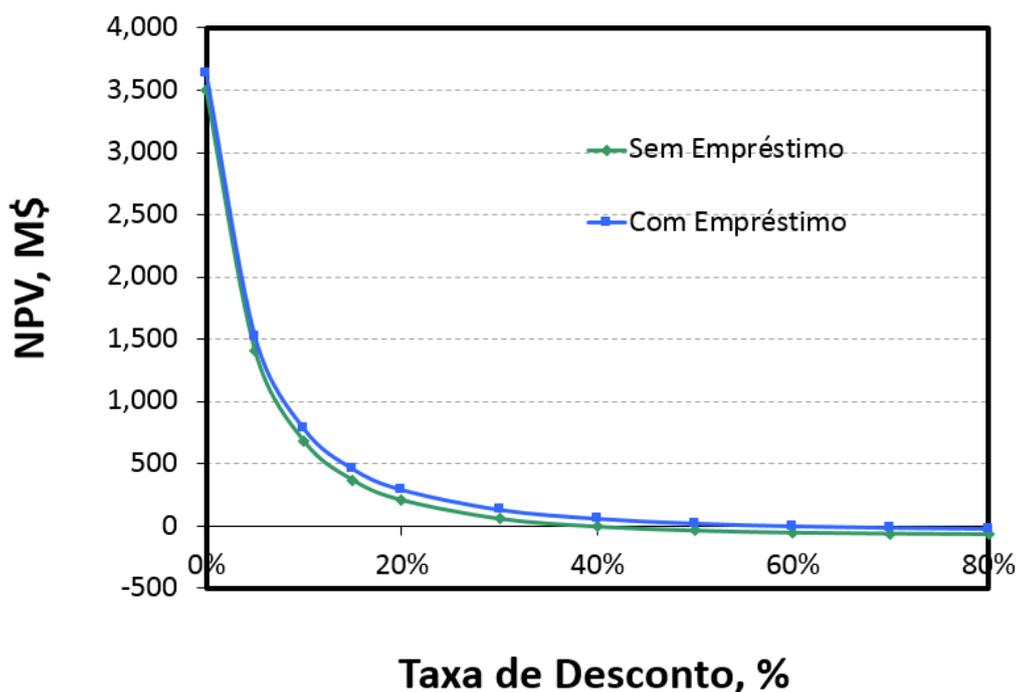


Figura 106 - Análise de sensibilidade sem empréstimo.



A Figura 107 mostra a comparação entre os dois cenários, com e sem empréstimo, analisando a sensibilidade do NPV em função das taxas de desconto. Através deste encontra-se a Taxa Interna de Retorno (TIR) que confirma as deduções anteriores de que o cenário com empréstimo é realmente mais favorável, visto que neste cenário a TIR alcançou um valor de 60% face aos 39% do outro.

Figura 107 - Análise de idade do NPV



Os cenários avaliados mostram que o projeto é viável. Mas, deve-se ter cuidado em relação a sensibilidade do estudo com a variação do preço de venda e as oscilações das taxas de juros e do mercado, mesmo o produto sendo um insumo de grande importância econômica.

20 Meio ambiente

A mineração é uma atividade de grande importância para a economia do país e do mundo. Os minérios, tanto metálicos como não metálicos, são utilizados em uma infinidade de produtos, da construção civil a bens industriais.

A extração de um volume expressivo de materiais rochosos, em todas as suas fases, envolve atividades que provocam impactos para o meio físico, flora e fauna e geram divergências socioeconômicas. Portanto, é muito importante que as atividades mineiras sejam seguidas por um processo de recuperação ambiental, de acordo com as normas exigidas pelos órgãos responsáveis, evitando assim que as regiões mineradas sofram impactos ambientais e ecológicos.

No Brasil, a mineração está submetida a um conjunto de regulamentações, onde os três níveis de poder estatal possuem atribuições com relação à mineração e o meio ambiente. Existem vários órgãos responsáveis pela definição das regulamentações, bem como pela fiscalização, concessão e cumprimento da legislação mineral e ambiental. Dentre os principais

estão: Ministério do Meio Ambiente (MMA); Ministério de Minas e Energia (MME); Secretaria de Minas e Metalurgia (SMM); Instituto Brasileiro de Meio Ambiente (IBAMA); Departamento Nacional de Produção Mineral (DNPM); Conselho Nacional do meio Ambiente (CONAMA); e Companhia de Pesquisa de Recursos Minerais (CPRM).

Para dar início as atividades mineiras, deve-se apresentar aos órgãos fiscalizadores o Estudo de Impacto Ambiental (EIA) e o Relatório de Impacto Ambiental (RIMA), obrigatórios para a obtenção das seguintes licenças:

Licença Prévia (LP): fase preliminar do planejamento do empreendimento de mineração e contém os requisitos básicos a serem atendidos nas fases de localização, instalação e operação, observados os planos municipais, estaduais ou federais de uso de solo.

Licença de Instalação (LI): autoriza o início de implantação do empreendimento mineiro, de acordo com as especificações constantes do Plano de Controle Ambiental aprovado.

Licença de Operação (LO): autoriza o início da atividade licenciada e o funcionamento de seus equipamentos e instalações de controle de poluição.

20.1 Abertura da mina

Para o início das atividades de mineração, é importante realizar registros pluviométricos da área, fazer o rebaixamento do lençol freático, evitando assim possíveis alagamentos da cava. Também é necessário coletar dados sobre a flora e fauna nativa da região e dados topográficos, para que haja o cuidado de mantê-las ao final do processo de mineração.

O desenvolvimento da cava se inicia com a retirada da vegetação do terreno seguida pela retirada do solo orgânico, sendo este armazenado para posterior utilização. Com estes procedimentos realizados, inicia-se a remoção do minério conforme sequenciamento planejado.

20.2 Monitoramento

Durante o desenvolvimento da mina, o monitoramento de águas superficiais e subterrâneas deve ser constante, para que possíveis contaminações sejam detectadas e controladas. Também é importante o controle de óleos e graxas provenientes dos equipamentos, para manter a qualidade do solo. O cuidado com poeiras e qualidade do ar é indispensável para o bem estar dos funcionários, e deve ser rigorosamente cumprido. Os trabalhadores da área de mineração estão sujeitos a muitas doenças pulmonares, portanto a análise do ar do local onde eles estão expostos deve ser frequente, para que haja o controle de possíveis contaminantes.

Devido ao uso de equipamentos de grande porte, a atividade mineira é uma grande causadora de ruídos e vibrações, e deve seguir as normas estabelecidas pela ABNT 9356.

20.3 Pilhas

A elaboração das pilhas de estéril seguirá a NBR 13029. Segundo as orientações da norma, a pilha deverá apresentar bancadas de 10 m de altura, bermas de 6 m de largura com inclinação de 2° para escoamento da água proveniente de precipitações, ângulo de talude de 25% e ângulo global de 20%.

Para uma melhor estabilidade, as pilhas devem ser cobertas por vegetação. A área escolhida para a deposição deste material deve apresentar topografia suave e ser próxima a cava, evitando assim despesas elevadas com transporte.

O sequenciamento planejado para o desenvolvimento da mina permite que parte deste material, cerca de 45%, retorne para a própria cava. O restante do estéril será distribuído em 3 pilhas.

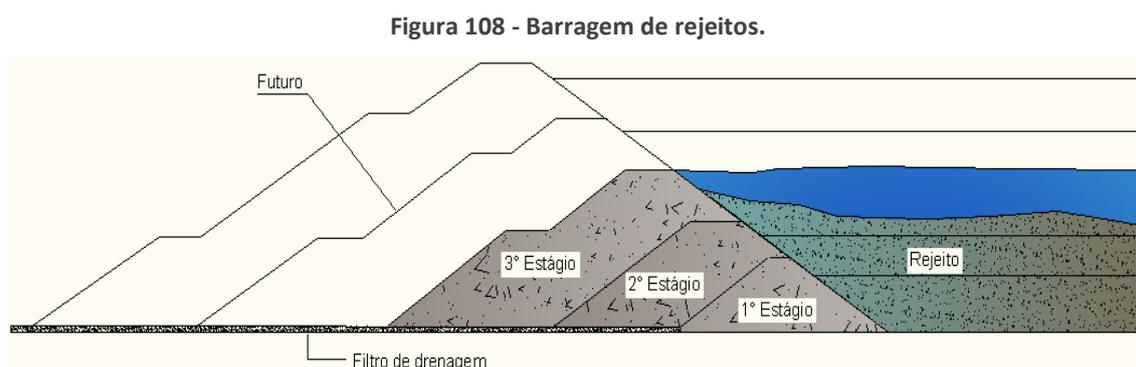
20.4 Barragem de rejeitos

A barragem de rejeitos receberá material proveniente de três correntes da usina de beneficiamento, flotação de grossos, flotação de finos e tratamento de lamas. Este material se apresenta sob a forma de polpa, com 60% de sólidos p/p.

A construção da barragem seguirá a NBR13028. A bacia deverá ter capacidade para receber uma alimentação anual de 10 milhões de toneladas de sólidos. A topografia irregular do local favorece a construção da barragem, que será desenvolvida pelo método de jusante.

A água subterrânea da região será monitorada para evitar possíveis contaminações. Esse controle será realizado através da instalação de piezômetros.

Na Figura 108, temos uma ideia de como ocorre sua evolução.



20.5 Fechamento de mina

Ao final do processo de extração, a mina será parcialmente coberta por material estéril e parcialmente inundado, visto que há diversos fundos de cava. O solo orgânico armazenado anteriormente será utilizado para a revegetação da região, que será realizada com o plantio de espécies nativas.

As infraestruturas construídas no local serão demolidas e soterradas e os equipamentos utilizados na mineração serão encaminhados para revendas ou sucatagem, de acordo com suas condições.

Após o fim das atividades de mineração da área, é de extrema importância que haja o monitoramento do local por um período aproximado de 20 anos, determinado pela legislação. Para tal, será realizado um controle hidrogeológico do local.

21 Conclusão

Com base no estudo apresentado nesse relatório e nas referências consultadas, conclui-se que tal depósito, nas condições explicitadas nesse relatório, possui condições de ser analisado em nível de viabilidade. Os parâmetros encontrados neste estudo encontram-se dentro do contexto da realidade da mineração do Brasil, podendo os conceitos aqui demonstrados serem aplicados a realidade da indústria da mineração.

Cabe salientar que do ponto de vista geomecânico, devido ao fator de segurança para taludes locais e globais encontrado ser relativamente alto, um estudo posterior poderia rever os parâmetros aqui aplicados. Como para o presente estudo visou-se a segurança do empreendimento e, como o mesmo se mostrou rentável, uma revisão poderia aumentar os lucros, mantendo a segurança.

Salienta-se, também, a necessidade de revisão das decisões aqui tomadas com a finalidade de confirmar e aprimorar as mesmas. Tais decisões não são, sob hipótese alguma, definitivas. Como na maioria dos projetos, são sempre revistas e reavaliadas de maneira recursiva, com o objetivo de otimização do retorno do empreendimento.

22 Bibliografia

1. RIBEIRO, C. C. **Geologia, Geometalurgia, Controles e Gênese dos Depósitos de Fósforo, Terras Raras e Titânio do Complexo de Catalão I, GO.** Brasília 2008.
2. R.L.C. Santos, L.G.S. Sobral, R.V.V. Araújo e Equipe técnica Ultrafertil/CMC. **PRODUÇÃO DE FOSFATO NO BRASIL: COMPLEXO DE MINERAÇÃO DE CATALÃO / ULTRAFERTIL.** Recife 2002.
3. PALMIERI, A. **MODELO GEOLÓGICO E AVALIAÇÃO DE RECURSOS MINERAIS DO DEPÓSITO DE NIÓBIO MORRO DO PADRE, COMPLEXO ALCALINO-CARBONATÍTICO CATALÃO II, GO.** Brasília 2011.
4. BROD, J.A., RIBEIRO, C.C., GASPAR, J.C., JUNQUEIRA-BROD, T.C., BARBOSA, E.S.R., RIFFEL, B.F., SILVA, J.F., CHABAN, N., FERRARI, A.J.D. **Geologia e mineralizações dos complexos alcalino-carbonatíticos da Província Ígnea do Alto Paranaíba.** 2004 Congresso Brasileiro de Geologia, XLII, Araxá, MG, pp. 1-29.
5. OLIVEIRA, M. S. **Minério Sílico-Carbonatado: Estudo Fundamental.** Belo Horizonte – MG, 2007.
6. Grasso, C.B., Ribeiro, C.C., Brod, J.A., Gaspar, J.C. **Mapeamento de detalhe (1:2000) das frentes de lavra da mina da Fosfértil Fertilizantes Fosfatados S.A.** In: **Silva, M.G., Franca-Rocha, W.J.S.** Congresso Brasileiro de Geologia, XLIII. SBG, Aracaju, pp. 796-801.
7. Gibson, S.A., Thompson, R.N., Leonardos, O.H., Dickin, A.P., Mitchell, J.G.. **The Late Cretaceous Impact of the Trindade Mantle Plume - Evidence from Large-Volume, Mafic, Potassic Magmatism in Se Brazil.** Journal of Petrology, 36(1): 189-229. 1995
8. ISAAKS, E.H; SRIVASTAVA, M.R. **An Introduction to Applied Geostatistics.** Oxford University Press, New York, 1989.
9. GOOVAERTS, P. **Geostatistics for Natural Resources Evaluation.** Oxford University Press, New York, 1997.
10. DEUTSCH, C.V. **Geoestatistical Reservoir Modeling.** Oxford University Press, New York, 2002.
11. **PRODUÇÃO DE FOSFATO NO BRASIL: COMPLEXO DE MINERAÇÃO DE TAPIRA / FOSFERTIL** Ramon Veras Veloso de Araujo, Luis Gonzaga Santos Sobral, Ronaldo Luiz C. dos Santos, CETEM/MCT. XIX ENTMME – Recife, Pernambuco – 2002
12. DNPM Sumário Mineral - Fosfato [Relatório]. - Brasília, DF : DNPM, 2009
13. HOEK, E. **Practical Rock Engineering.** Manual *RocLab* 1.0. disponível em www.rocscience.com. Acessado em 15 abril 2010.
14. HOEK, E BRAY, J.W. **Rock Slope Engineerin.** 3 ed. Londo: Instituto of Mining and Metallurgy, 1981. 358 p.
15. ABRÃO, C., OLIVEIRA L. **Geologia de Engenharia.** Editora ABGE, 2004 p – 423.

16. AZEVEDO, D., MARQUE G. **Introdução a Mecânica de Rochas**. Editora UFV, 2002.
17. GUIDICINI, NIEBLE. **Estabilidade de Taludes Naturais e de Escavação**. Editora Edgar Blucher.1984
18. HARTMAN, H. L. **Mining Engineering Handbook**, SME, Section 5, 1992, 2nd. Ed., Littleton, USA, 2161 p.
19. PATRÍCIO, M. **A importância da água na mineração**, Informativo do Centro de Tecnologia Mineral, Ano IV, Número 1, Jan/Mar 2005.
20. Chaves, A.P. **A Flotação no Brasil Vol. 4**, Ed. Oficina de Textos, 2013, 3nd. Ed.
21. Luz, A.B. ,Sampaio, J.A., França, S.C.A. **Tratamento de Minérios**, CETEM, 2010, 5nd. Ed.
22. Luz, A.B., Lins, F.F., Sampaio, J.A. , **Usinas de Beneficiamento de Minérios do Brasil**, CETEM, 2001.

